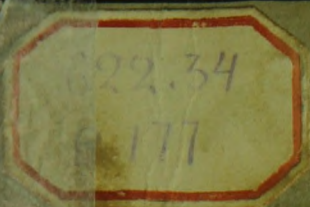


Г Л А В З О Л О Т О



**РАЗРАБОТКА  
РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
ЗОЛОТА  
ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ**

**СБОРНИК МАТЕРИАЛОВ**

**Г О Н Т И — Н К Т П  
АЯ РЕДАКЦИЯ ГОРНО-ТОПЛИВНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ**

△

1938

240272



13/5 371

68



РАЗРАБОТКА  
РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ  
З О Л О Т А  
ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

СБОРНИК МАТЕРИАЛОВ

Г О Н Т И — Н К Т П  
ГЛАВНАЯ РЕДАКЦИЯ ГОРНО-ТОПЛИВНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

---



Отв. редактор инж. Е. В. Митрофанов

Техред Н. Н. Воронин

Сдано в производство 21/VIII 1937 г.      Подписано к печати 13/VII 1938 г.  
22 печ. листа и 5 вклеек      по 48.000 букв      Формат бумаги 62×9<sup>11</sup>/<sub>16</sub>

Уполномоч. Главлита Б-45111      Заказ № 3923      Тираж 3.000 экз.

Центр. тип. НКО СССР им. Клима Ворошилова. Москва, ул. Маркса и Энгельса, 17.



## **§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ ВСКРЫТИЯ И СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ**

В практике разработки россыпей подземным способом существуют довольно разнообразные системы вскрытия и разработки, определяемые как условиями залегания россыпей, так и соображениями технико-экономического порядка. Какой-либо твердо установленной классификации этих систем нет.

Все существующие системы вскрытия и системы разработки россыпей подземным способом можно классифицировать следующим образом:

### **А. Системы вскрытия россыпей подземным способом**

1. Система вскрытия открытой траншеей.
2. Система вскрытия штольнями: а) с короткими шахтными полями, б) центральными штольнями с длинными шахтными полями.
3. Система вскрытия наклонными шахтами: а) с короткими шахтными полями, б) центральными наклонными шахтами с длинными шахтными полями, в) центральными наклонными шахтами со штреками в бедроке.
4. Система вскрытия вертикальными шахтами: а) с короткими шахтными полями, б) центральными вертикальными шахтами с длинными шахтными полями, в) центральными вертикальными шахтами с длинными шахтными полями и штреками в бедроке.

### **Б. Система разработки россыпей подземным способом**

1. Система разработки отдельными камерами (ямами).
2. Система разработки поперечными лентами.
3. Система разработки короткими столбами без обрушения кровли.
4. Система разработки короткими столбами с обрушением кровли.
5. Система разработки длинными столбами с обрушением кровли.

Перечисленные системы охватывают все виды вскрытия и разработки россыпей подземным способом.

Прежде чем перейти к разбору и описанию каждой из выделенных систем, остановимся на описании основных вырабо-



ток, рабочих процессов и оборудования, применяющихся в практике разработки россыпей подземным способом, и на их технико-экономической характеристике.

Основными элементами, характеризующими и определяющими ту или иную систему вскрытия или разработки, являются: 1) проходка дренажных выработок, 2) отбойка, 3) крепление, 4) откатка, доставка и под'ем, 5) обрушение кровли, 6) лесоспуск, 7) освещение, 8) вентиляция, 9) водоотлив, 10) опробование, 11) проходка штолен, 12) проходка шахт, 13) проходка штреков по россыпи, штреков полевых и штреков в бедроке, 14) оттайка мерзлоты, 15) промывка.

Из перечисленных элементов особо выделяется процесс промывки, который имеет общее значение как для разработки россыпи подземным способом, так и для разработки россыпей открытым способом. Способы промывки будут рассмотрены в отдельных главах.

## **§ 2. ПРОХОДКА ДРЕНАЖНЫХ ВЫРАБОТОК**

Как и при разработке россыпей открытым способом, так и при подземной разработке необходимо различать два случая расположения россыпи относительно положения современного речного потока. В первом случае направление россыпи совпадает с направлением современной речной долины и направлением современного речного потока, во втором случае россыпь находится вне современной речной долины, и направление ее совпадает с направлением современного увала. В каждом из этих случаев организация дренажных работ различна.

Дренажные работы при разработке россыпей подземным способом имеют целью:

а) отвод русла современного потока за контур россыпи с таким расчетом, чтобы при последующем производстве подземных работ русловая вода не могла попасть в подземные выработки;

б) удаление из подземных выработок шахтного поля на поверхность грунтовых вод;

в) устранение попадания в шахтное поле вод от дождя и таяния снега, которые могут стекать в шахтное поле по склонам долины.

**Отвод русла.** Отвод русла необходим только для первого случая расположения россыпи относительно современного русла, и сооружение руслоотводной канавы аналогично тому, какое делается для открытых работ, изменяется лишь величина допустимого расстояния между бортом канавы и обращенной к нему стороной прокатного контура подземных выработок. Для различных систем разработки это расстояние между бортом канавы и обращенной к нему стороной контура подземных выработок, которое обозначим буквой *a*, различно и должно удовлетворять следующему:

1. Для системы разработки без обрушения кровли, если наносы состоят из глинистых или глинисто-галечных отложений, плохо пропускающих воду, или если между полотном канавы и

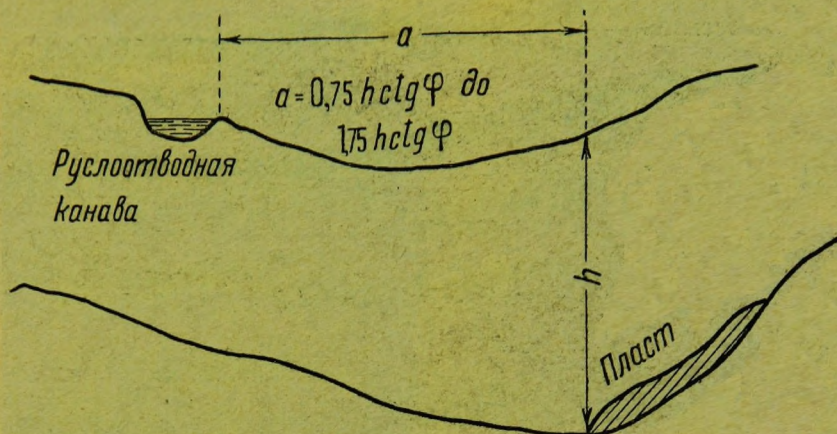


кровлей выработок имеется достаточно мощная прослойка водо- непроницаемых наносов,

$$a \geq 0,75h \operatorname{ctg} \varphi.$$

2. То же для систем разработки с обрушением кровли:

$$a \geq 1,15h \operatorname{ctg} \varphi - 1,30h \operatorname{ctg} \varphi.$$



Фиг. 1. Схема расчета проведения руслоотбойной канавы.

3. Для систем разработки без обрушения кровли, но в водо- проницаемых наносах (галечники или речники, цементированные песком, песчано-галечные отложения):

$$a \geq 1,15 - 1,35h \operatorname{ctg} \varphi.$$

4. То же для систем разработки с обрушением кровли:

$$a \geq 1,6h \operatorname{ctg} \varphi - 2,00h \operatorname{ctg} \varphi.$$

В приведенных формулах буквы означают:

$h$  — мощность наносов,

$\varphi$  — угол естественного откоса (угол трения), равный, в усло- виях природной влажности для мелкого и крупного песка, насып- ной земли и сухой глины,  $35^\circ$ , для гальки  $40^\circ$  и для мокрой глины  $20^\circ$ .

Необходимо стремиться к максимально большему значению  $a$ , используя для этого все условия рельефа, так как чем это рас- стояние больше, тем лучше дренаж (фиг. 1).

В тех случаях, когда требования рельефа, приведенные для определения величины  $a$ , не могут быть соблюдены, полотно и борта канавы необходимо закреплять деревянным лотком или сплотками. Устройство сплотов необходимо при переброске рус- лоотводной канавы с одного борта россыпи на другой, что часто требуется по условиям рельефа (фиг. 2).

Для второго случая расположения россыпей относительно со- временного русла отвод последнего необходим лишь в тех слу-



чаях, когда полотно россыпи находится ниже поверхности современной долины, а русло современной долины находится от борта россыпи ближе, чем это определяется одним из приведенных выше выражений.

**Отвод дождевых и снеговых вод.** Этот отвод при разработке россыпей подземным способом осуществляется, как и при разработке россыпей открытым способом.



Фиг. 2. Пересороски руслоотводной канавы.

**Удаление грунтовых вод из подземных разработок на поверхность.** Удаление грунтовых вод производится или путем проходки к нижней границе россыпи так называемой «капитальной канавы», или путем установки искусственного водоотлива.

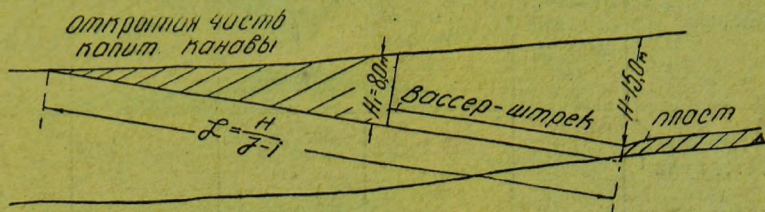
В первом случае проходка и определение направления капитальной канавы осуществляется так же, как и проходка капитальных канав к открытым разрезам. Во втором случае в шахте, углубленной для разработки россыпи, устанавливаются в специально пройденной для этой цели выработке (насосной камере) насосы, которыми и производится удаление воды, поступающей со всего шахтного поля по штреку в зумпф насосной камеры или зумпф шахты (подробно о насосах см. ниже).

Капитальные канавы при глубине наносов больше 8,0 м проходить открытым способом нецелесообразно. Как правило, рекомендуется зарезать из канавы подземный вассерштрек (фиг. 3



и 4). Сечение штрека обычно  $2,5 \times 2,0$  м или  $2,5 \times 2,2$  м, крепление деревянное, неполным дверным окладом.

Средняя производительность труда на одного рабочего, занятого на проходке, откатке, креплении и под'еме породы, и расход материалов на проходку 1 пог. м вассерштрека подземным спо-



Фиг. 3. Схема проведения вассерштрека.

собом дается в табл. 1 с учетом тех изменений, которые достигнуты стахановским движением.

При осушении выработок с помощью насосов таковые лучше всего устанавливать в самой нижней (по течению) шахте, в которой концентрируется вся вода.



Фиг. 4. Схема проведения вассерштрека.

Водоотливная шахта должна быть расположена или в самой глубокой точке россыпи — тальвеге, или, если она задана в стороне от тальвега, сбита с последним поперечной выработкой, пересекающей россыпь в наиболее глубокой ее части (фиг. 5).

Закладка водоотливной шахты по нижней грани россыпи, где, естественно, должна находиться наиболее низкая точка полотна (плотика) россыпи, совершенно не обязательна: шахта может быть заложена и выше нижней грани россыпи. Однако при этом шахта должна быть переуглублена настолько, чтобы обеспечить в нее сток воды из выработок нижнего поля. Таким образом нижний штрек должен иметь уклон к шахте, т. е. обратный направлению естественного падения россыпи (фиг. 6).

Предельное расстояние, на которое водоотливная шахта может быть заложена выше нижней границы россыпи, зависит от падения полотна россыпи: чем круче падение, тем ближе к нижней границе россыпи должна быть заложена шахта. Ограничиваю-



Т а б л и ц а 1

Расход рабочей силы и материалов на проходку 1 пог. м подземной части капитальных канав

Районы	Забой- щиков, откатчи- ков, кре- пильщи- ков	Вспомога- тельных рабочих (под'ем и пр.)	Расход крепёжного леса, м <sup>3</sup> плотной массы	Расход динамита, кг	Расход свечей, кг
<b>1-й категории <sup>1</sup></b>					
Проходка со слабым притоком без маскировки	6,0—12,0	4,0—10,0	1,60—1,75	0,120—1,250	0,500—0,620
Проходка с ма- скировкой до по- ловины забоя . .	12,0—18,0	6,0—12,0	1,70—1,98	0,120—0,850	0,760—1,220
<b>2-й категории</b>					
Проходка со слабым притоком без маскировки .	6,0—12,0	4,0—10,0	1,60—1,75	0,120—1,250	0,500—0,620
Проходка с ма- скировкой до по- ловины забоя . .	12,0—18,0	6,0—12,0	1,70—1,98	0,120—0,850	0,760—1,220

щими факторами являются: 1) высота забоя, кровля которого определяется верхней границей пласта, а полотно — глубиной, необходимой для создания уклона штрека к шахте; 2) объём подлежащей выемке пустой породы плотика, который необходимо забирать при проходке нижнего штрека вследствие заглубки шахты и необходимости создать обратный уклон его полотна.

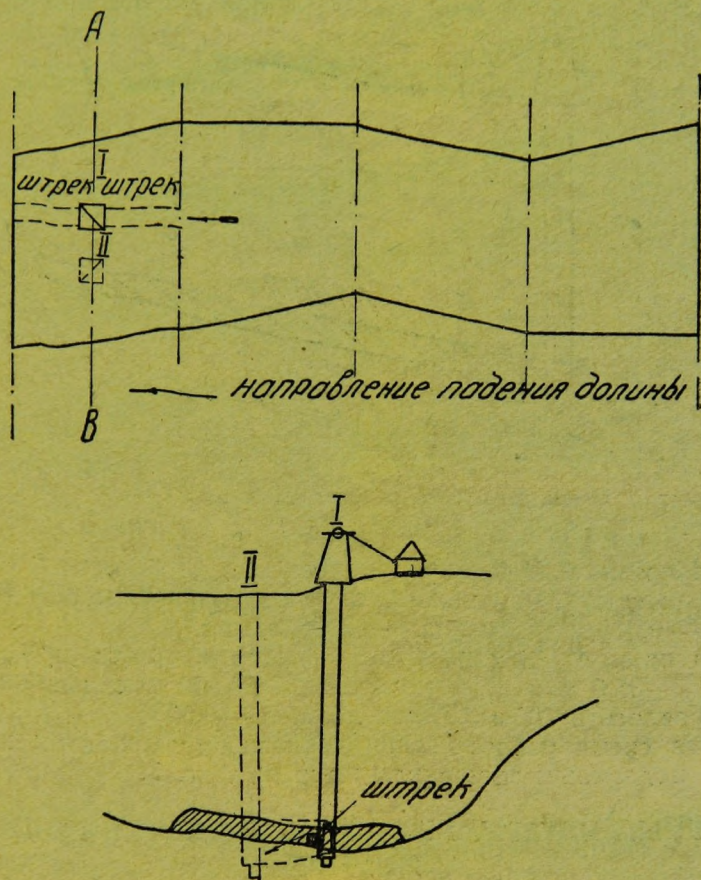
Предельной высотой забоев, отвечающей требованиям техники безопасности работ и устойчивости выработок в водоносных породах, надо считать при проходке штреков 3,5—4,0 м. Уже при этой высоте проходка забоев представляет собой сложный и дорогостоящий процесс, не дающий высокой производительности по уходу. В наносах с большим притоком воды и неустойчивым грунтом, требующим применения боковой и лобовой маскировки, предельно допустимая высота забоев не должна превышать 3,0 м.

<sup>1</sup> Первый район—Ленский—характеризует собой группу приисков, уже обжитых или освоенных, с более или менее удобными (по данному объёму производства) и дешевыми путями сообщения (водный путь), сравнительно недалеко удаленных от населенных пунктов, с развитым сельским хозяйством и как следствие со сравнительно невысоким для отдаленных областей прожиточным минимумом и заработной платой. Этот район назовем районом 1-й категории. Второй район—Алданский—в период до 1932 г. характеризует приiski отдаленные, еще не вполне обжитые, отрезанные от железнодорожных путей сообщения и значительно удаленные от населенных пунктов и местностей с развитым сельским хозяйством. Отсюда—высокие прожиточный минимум и зарплата, а следовательно, и высокая стоимость как местных, так и ввозимых в район материалов. Этот район назовем районом 2-й категории.



Выемка дополнительного кубаж за счет пустой породы плотика увеличивается с увеличением угла падения плотика и тем существенней отражается на стоимости проходки штрека, чем больше высота забоя.

Предельным и в то же время наивыгоднейшим расстоянием шахты от нижней границы россыпи будет, очевидно, такое рас-



Фиг. 5. Схема расположения водоотливной шахты.

стояние, при котором дополнительные расходы на выемку пустой породы не будут превышать части стоимости шахты, падающей на погон штрека между шахтой и нижней границей шахтного поля.

Величина уклона подземных штреков задается обычно по естественному уклону плотика, величина же обратного уклона нижнего штрека к шахте берется обычно равной 0,001—0,002.

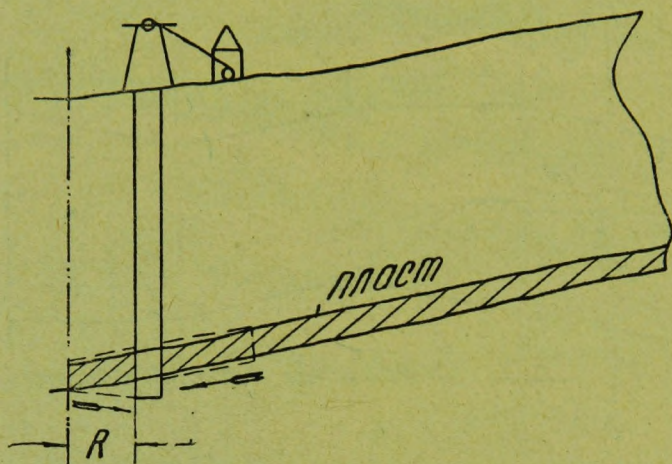
В практике наблюдаются следующие расстояния от нижней границы россыпи до водоотливной шахты:

1. На приисках Якутского треста при глубине шахт 10—15 м величина нижнего поля принималась от 60,0 до 80,0 м. Уклон долины — 0,015—0,0135, приток воды — 1500—2500 л/мин.



2. На прииске Васильевском Ленского треста при глубине шахт 32,0 м, притоке воды — 10000—15000 л/мин величина нижнего поля принималась в 400 м, уклон полотна — 0,0035.

3. На прииске Пурпуровом Ленского треста при глубине шахты 45,0 м нижнее поле взято в 60,0 м. Уклон полотна россыпи — 0,025, приток воды — 3000—5000 л/мин.



Фиг. 6. Схема заложения водоотливной шахты выше нижней грани россыпи.

4. На прииске Михайло-Николаевском Ленского треста при глубине шахты 35,0 м нижнее поле взято равным 60,0 м, уклон долины — 0,015, приток воды — 8000 л/мин.

5. На прииске Захарьевском Ленского треста при глубине шахт 30,0—35,0 м и притоке воды до 20 000 л/мин нижнее поле шахты бралось в 100 м. Уклон долины — 0,0035.

Общая схема расположения дренажных выработок при разработке подземным способом дается на фиг. 7.

### § 3. ГОРНЫЙ ИНСТРУМЕНТ, ПРИМЕНЯЕМЫЙ В ПОДЗЕМНЫХ РАБОТАХ

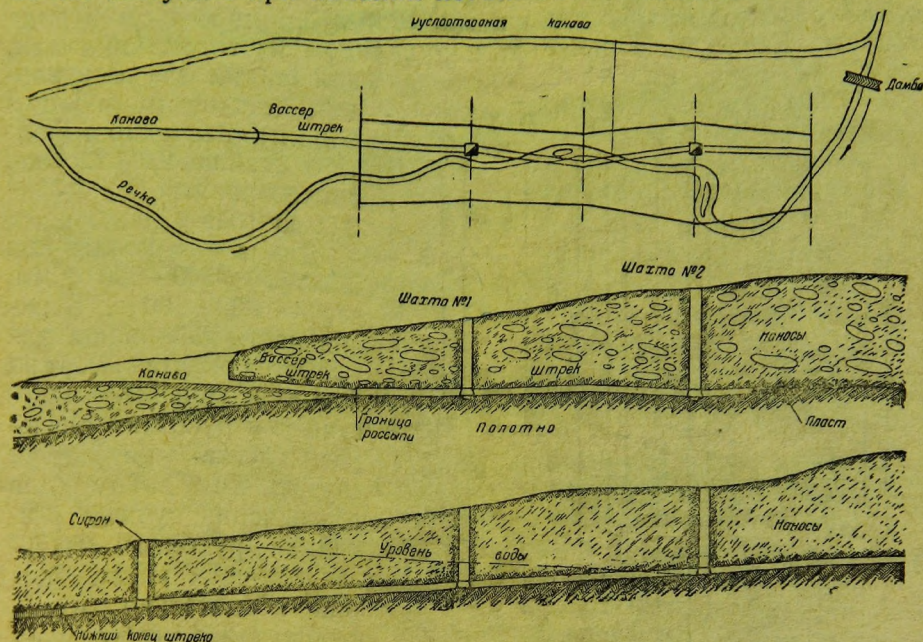
При разработке россыпей, как правило, приходится иметь дело с породами небольшой крепости, к которым относятся все виды наносов, слагающих россыпи и перекрывающих их, — так называемые торфа. Поэтому ручной инструмент в горных работах по золоту еще не потерял своего значения.

Стахановское движение, развернувшееся в золотой промышленности с 1936 г., значительно расширило область применения механизмов при отбойке породы в россыпях: перфоратор и отбойный молоток на добычных работах в мерзлоте и отбойный молоток в плотных талых грунтах все шире и шире внедряются в практику работы забойщика, вытесняя кайло, бур и балду.

Ручной забойный инструмент при разработке золотых россыпей составляют лопаты, кайла, буры-востряки, буры-тупики, клинья, балдушки, топоры и пилы.



**Лопаты.** Наиболее простыми и дешевыми являются так называемые копальные лопаты, полукруглые, прямоугольные или остроконечные, изготавливаемые златоустовскими заводами. Этого типа лопаты штампуются из листового железа или стали и применяются только для работ в мягком грунте, поддающемся на «штык». Вес лопаты 1,3—1,5 кг. Лопата имеет «наступ», т. е. загнутый вперед или назад верхний край, на который рабочий наступает при копании ногой. Шейка лопаты либо состав-



Фиг. 7. Общая схема расположения дренажных выработок.

ляет одно целое с лопатой, или приклепывается отдельно к концу лопаты.

Лопаты этого типа в практике не имели большого распространения, так как грунты, обычно встречающиеся при разработке россыпей, редко идут на штык. Наибольшее распространение лопаты этого типа имели на приисках Урала, частью Казахстана (лопаты типа «Иван № 1» Златоустовского завода), наименьшее в Сибири.

Наиболее распространенным типом лопаты является подборная лопата. Она штампуются из стали и имеет отдельно прикрепленную шейку, в которую вставляется изогнутая у основания рукоятка. Такие лопаты носили ранее название «гамбургских». Вес лопаты 1,250—1,500 кг. Средние размеры: длина 325 мм, ширина наверху 275 мм, толщина полотна 2 мм. Подборная лопата удобна как для накладывания добытой породы в тачки или вагонетки, так и для отгребания и копания в тесном пространстве. Поэтому в практике этот тип лопаты принято считать наиболее удобным при разработке россыпей подземным и открытым способами.

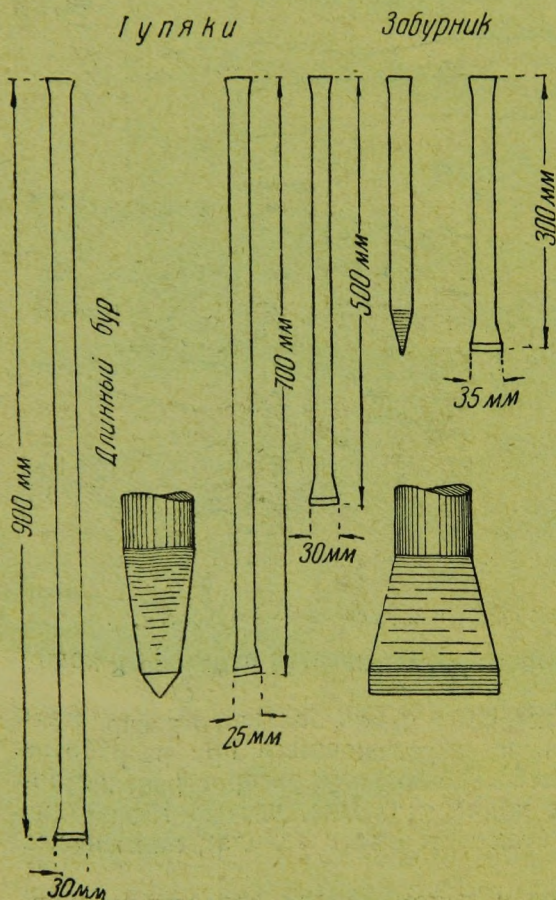


Перечисленными типами не ограничиваются виды лопат, применяемых в практике золотого дела: отметим здесь лишь те из них, которые обычно распространены на крупных предприятиях. Старатели и золотники сплошь и рядом применяют тот инструмент, какой есть в данную минуту под рукой, или какой является наиболее распространенным в хозяйстве местного населения.

Кайло. Наиболее распространенным является простое однолопастное кайло, значительно реже встречается двухлопастное кайло с обоюдоострыми концами, или с одним концом в виде лопасти. Кайло изготавливается или целиком из тигельной стали, или из железа с наварным стальным концом (75 мм). Вес одностороннего кайла 2,0—2,5 кг, двухстороннего 2,75—3,70 кг (без ручки).

Длина кайловища обычно 600—900 мм, вес — 600—800 г. Верхняя часть кайловища для удобства охвата имеет на конце утолщение. Отверстие для рукоятки овальное, слегка конусное к внутреннему концу (для обеспечения лучшей расклинки рукояти). Тыльная сторона кайла должна обязательно иметь утолщение, чтобы кайлом можно было разбивать плотные комья породы.

Буры - востряки служат для бурения шпуров в плотных наносах, в мерзлоте, в разборном щебнистом грунте и в разборной скале, а также употребляются в качестве ломика при уборке крупных валунов. Бур представляет собой стальной



Фиг. 8. Буры.

остроконечный лом из круглой стали диаметром 25—30 мм. Длина бура 1000—1200 мм, вес 4,0—4,8 кг. На тупом конце бур имеет конусное утолщение, которое мешает соскакиванию шайбы, служащей для обратного выбивания бура. Востряки изготавливаются обычно на месте.

Буры-тупяки служат для бурения шпуров в коренных породах и при подбурке крупных валунов. Делаются буры из буровой стали различных сортов, круглой или многогранной. Длина



буров разнообразна: от 300 до 1250 мм, полный набор буров состоит из буров, отличающихся друг от друга примерно на 125—175 мм, причем наиболее длинный бур должен быть примерно, на 250—300 мм длиннее полной глубины шпура. Однако это правило не всегда соблюдается, тем более что при правке буров их длина изменяется.

Самая обыкновенная форма лезвия долотообразная (фиг. 8), причем лезвие делается угловатым или округленным. Забурники имеют несколько большую ширину лезвия, средние буры меньше, большие еще меньше (например 35, 30 и 25 мм), так что шпур фактически имеет слегка коническую форму. Вес бура-тупяка зависит от его длины: обычно каждые 100 мм весят примерно 400 г.

Балды служат для разбивания больших камней, для загонки крепи и забивки буров-востряков. Обычно в золотопромышленности употребляется балда с плоскими концами. Наиболее употребительный вес балды — 6,0, 8,0 и 12,0 кг, причем в работе наиболее часто встречаются балды весом 8,0 кг. Изготавливаются балды из стали. Длина рукоятки обычно около 100—700 мм.

Топоры служат для затески деревянных клиньев, для приготовления маскировки, подгонки забойной крепи и т. д. Обычно в шахтах применяются топоры с полушироким лезвием, весом до 1,4 кг.

Поперечные пилы, применяемые в шахтах, обычно короткие (длина полотна 1050—1500 мм).

Клинья применяются очень редко; обычно их употребляют для выламывания кусков скалистого полотна в тех забоях, в которых вследствие неустойчивости грунта по забою и в кровле нельзя применить взрывных работ. Клинья чаще всего изготавливаются непосредственно на приисках из старых ломов или кусков многогранной стали толщиной 25—37 мм. Длина клиньев 350—500 мм, конец их заостряется в форме четырехгранной пирамиды. Забиваются клинья молотком или балдой.

Молотки (киянки) изготавливаются из тигельной стали и весят обычно от 2,0 до 3,5 кг. В табл. 2 и 3 приводятся некоторые стандарты описанного выше инструмента, выпускаемые нашими заводами.

Т а б л и ц а 2

Кайлы, балды, топоры

	Вес, кг	Цена заштуку франко-завод (цены 1934 г.), руб.
<b>Кайлы (заводы Уралмета):</b>		
Кайло двустороннее, с плоским и острым концами . . . . .	2,5	2,00
То же . . . . .	2,9	2,30
То же . . . . .	3,3	2,55
Кайло двустороннее, с острыми концами . . . . .	2,8	2,30
То же . . . . .	3,7	2,80
Кайло одностороннее . . . . .	1,8	1,30
То же . . . . .	2,5	1,70



	Вес, кг	Цена за штуку франко-завод (цены 1934 г.), руб.
<b>Балды двустаканные, молотки рудничные для бурильщиков:</b>		
Завод Уралмета <sup>1</sup> . . . . .	2,4	1,53
То же . . . . .	3,2	2,08
То же . . . . .	4,0	2,50
То же . . . . .	4,8	2,72
То же . . . . .	5,6	3,06
То же . . . . .	6,4	3,61
То же . . . . .	7,2	4,11
То же . . . . .	8,0	4,55
<b>Топоры</b>		
Топоры лакированные:		
Укрмет . . . . .	1,34	0,88
Уралмет . . . . .		0,95
Топоры полированные:		
Укрмет . . . . .	1,34	1,20
Уралмет . . . . .		1,32

Т а б л и ц а 3

**Л о п а т ы**

Р о д л о п а т	Номер	Длина, мм	Ширина, мм	Ориентиро- вочный вес, кг	Цена (франко- завод) за тон- ну, (цены 1934 г.) руб.
<b>Лопаты стальные южных заводов:</b>					
Копальные острые . . . . .	3	260	210	0,90	300
То же . . . . .	4	273	220	1,01	300
То же . . . . .	5	285	230	1,10	300
То же . . . . .	6	298	240	1,25	300
Копальные полукруглые . . . . .	3	225	210	0,80	300
То же . . . . .	4	267	215	1,08	300
То же . . . . .	5	280	220	1,15	300
То же . . . . .	6	292	230	1,30	300
Копальные прямоугольные . . . . .	3	255	210	0,95	300
То же . . . . .	4	267	215	1,05	300
То же . . . . .	5	280	220	1,08	300
То же . . . . .	6	292	230	1,30	300
Породные (английского фасона) . . . . .	3	320	260	1,50	315
То же . . . . .	4	330	270	1,60	315
То же . . . . .	5	340	280	1,75	315
То же . . . . .	6	355	295	1,90	315
Породные Ленинградского завода с ручками . . . . .	1	260	335	2,5	1,90 за шт.
То же . . . . .	3	265	354	2,5	1,99
То же . . . . .	2	280	355	2,7	2,07

<sup>1</sup> Балды заводов Укрмета дороже на 25—35%.



## § 4. ОТБОЙКА ПОРОДЫ

Отбойка представляет собой основной рабочий процесс при проходке всяких горных выработок, связанных с разработкой золотых россыпей. Весь процесс отбойки складывается из комплекса отдельных элементов: бурения, взрывания и кайления. Соотношение этих элементов и производительность отбойки в целом определяются крепостью проходимых или добываемых горных пород и наносов.

**Шкала крепости пород.** Крепость пород с точки зрения их добычи при подземных работах характеризуется коэффициентом крепости  $f$ . Для грунтов, встречающихся при разработке россыпей подземным способом, можно установить следующую шкалу крепости.

Крепкие породы	Класс III, $f=10$	Гранит средний, гранито гнейсы, сиенит, крепкий песчаник, твердый (метаморфический) известняк, очень крепкий метаморфический песчаник.
	Класс IIIa, $f=8$	Гранит мягкий, крепкий известняк, крепкий песчаник, некрепкий гнейс.
Довольно крепкие породы	Класс IV, $f=6$	Обыкновенный песчаник, некрепкий известняк, слюдяной сланец, доломит.
	Класс IVa, $f=5$	Некрепкий известняк, вечно мерзлые галечники (речники) с валунами и небольшим количеством сплошных ледяных прослоек (крепкая мерзлота).
Средние породы	Класс V, $f=4$	Крепкий глинистый сланец, тальковый сланец, мрамор, вечномерзлые песчаные и мелкогалечные наносы, вечномерзлые галечники с валунами и значительным числом ледяных прослоек, вечномерзлые глины.
	Класс Va, $f=3$	Плотная сланцеватая глина, мергель, вечномерзлые глинистые наносы, средняя мерзлота (вечномерзлый песок, эфель).
Довольно мягкие породы	Класс VI, $f=2$	Мягкий глинистый сланец, разрушенные и выветрившиеся скалистые породы, слабая вечная мерзлота в галечных и глинисто-галечных наносах, плотные цементированные галечники с валунами в верхах, переходящие внизу в щебнистый элювий и полуразрушенную трещиноватую скалу.
	Класс VIa, $f=1,5$	Щебнистый грунт, добываемый кайлой с применением взрывных работ, разрушенный сланец, слегка цементированный гравий и щебень сланцеватая глина.
Мягкие породы	Класс VII, $f=1,0$	Грунты, добываемые острой кайлой с применением взрывных работ, сухая глина, слежавшийся гравий.
	Класс VIIa, $f=0,8$	Песчаные глины, крупный гравий, мягкая глина, добываемые кайлой с тупым концом.
	Класс VIIb, $f=0,6$	Земляные породы, чернозем, суглинок, наносы, песок, плавун, торф.
	Класс IX, $f=0,5$	Сыпучие породы, песок, насыпная разрыхленная земля, мелкий гравий. Сухой песок, пески, добытые в отвале.
	Класс X, $f=0,2$	Плывуны, разжиженный грунт, болотистый грунт.

Талые грунты, встречающиеся при проходке подземных выработок по наносам при разработке россыпей, могут иметь крепость между классами VIa ( $f=1,5$ ) и X ( $f=0,2$ ), причем при проходке выработок в грунтах, имеющих коэффициент крепости от 0,5 до 0,2, требуется применение специальных методов проходки, а при наличии в этих наносах воды — и специальных методов дренажа.



Вода, как правило, ослабляет наносы, и те из них, которые в сухом состоянии имеют коэффициент крепости 0,6—1,0 и даже 1,5, при наличии притока воды становятся слабыми, и при работе в них требуется применение специальных методов дренажа и специального крепления.

Наиболее общим случаем при разработке россыпей является отнесение грунта к классам от VIa до VIII. Грунты этой крепости являются обычными при нарезке и отработке шахтных полей, а также при проходке штолен, которые, как правило, проходятся в сухих наносах речных террас, дренированных естественным руслом реки.

Для проходки шахт наносы классов VIa и VII обычны для талого грунта на современных террасах и реже в верхних горизонтах наносов маловодных долин. Наоборот, при проходке штреков из шахт в русловых россыпях обычен приток воды, и в этом случае плотные или крепкие наносы становятся слабыми, превращаясь зачастую в жидкие ила и плывуны. Такие наносы имеют коэффициент крепости от 0,6 до 0,2. При углубке шахт в современных долинах с большой водоносностью преимущественно встречаются грунты с коэффициентом крепости ниже 0,8. Обычным явлением, характерным для россыпей северных областей, является значительное уменьшение количества грунтовых вод зимой. В долинах с небольшой водоносностью наносов летом вода в зимнее время исчезает совершенно, и соответственно этому изменяется крепость наносов и условия их проходки. Например, по прииску Сталинскому Алданского района наносы при проходке штреков из шахт в летнее время характеризовались классом VIII и IX, реже VIIa вследствие ослабления их крепости водой; в зимнее же время приток воды значительно сокращался или исчезал совершенно, и наносы приобретали соответственно крепость классов VII и даже VIa.

Совершенно аналогичное явление наблюдалось на приисках Михайло-Николаевском, Маловарваринском, Каменистом и Весеннем Ленского района, где в летнее время наносы по некоторым полигонам относились к классам VIII, IX и даже X, тогда как в зимнее время вследствие уменьшения притока воды крепость наносов повышалась до классов VIIa и VIII.

Понятию влажности грунтов в практике дается следующее определение:

1. Сырые пески — грунт слегка влажный, но течи по забою не наблюдается, порода не сползает. С точки зрения добываемости сырые породы рассматриваются как сухие.

2. Слабый приток (мокрые работы) — от капель воды, выступающей по всему забою и скатывающейся вниз небольшими струйками, до непрерывного притока небольшими струями по всему забою. Сверху редкий, но непрерывный капез, допускающий работы в брезентовой спецодежде. Нормальные, вполне устойчивые при слабом притоке, грунты в сухом состоянии становятся обычно слабыми, за исключением плотных валунно-глинистых наносов. Проходка в условиях слабого притока воды в



грунтах, относимых в сухом состоянии к устойчивым, обычно требует лобовой и простеночной маскировки не менее двух досок, иногда с пучкованием верхов.

Слабоустойчивые и слабые в сухом состоянии грунты требуют при малом притоке маскировки в ящик, проклинки с пучкованием до половины забоя, а иногда и больше.

3. Большой приток — вода размывает забой, капеж сверху, превращающийся в частый дождик. Работа возможна только в кожаной спецодежде с подожжаниками. В наносах проходка производится с полной маскировкой в ящик, а в грунтах, относимых в сухом состоянии к слабым, — с проклиной и пучкованием.

К шахтообразным выработкам относятся шахты, гезенки, зумпфы и наклонные шахты.

По форме осуществления рабочего процесса следует различать отбойку при проходке горизонтальных и наклонных выработок и отбойку при проходке вертикальных выработок. До 1935 г. организация проходки тех и других выработок для всех без исключения условий грунта строилась по комплексному принципу: бригада забойных рабочих выполняла весь комплекс рабочих операций, связанных с проходкой выработки, не дифференцируя его по отдельным операциям и не распределяя эти операции между отдельными квалифицированными группами рабочих бригады. Забойная бригада осуществляла одновременно процесс отбойки, уборки породы, бурения и крепления выработанного пространства, причем каждый из рабочих бригады в той или иной мере (приблизительно почти поровну) участвовал в выполнении каждого элемента работы.

Следовательно, отбойка в этом случае составляла лишь часть неделимого комплексного процесса.

Стахановское движение вконец изменило существо рабочего процесса, выделив каждый из основных элементов работы (в том числе и отбойку) в отдельную, самостоятельную операцию, выполняемую специальной группой рабочих — забойщиков, бурильщиков, крепильщиков, накладчиков и откатчиков. Комплексный метод работ сохранился лишь при проходке выработок в неустойчивых, сильно водоносных породах.

**Отбойка при проходке горизонтальных выработок в талых наносах.** Процесс отбойки в плотных и устойчивых наносах при устойчивой кровле, не требующих применения специальных методов проходки, может осуществляться или путем опускания забоя сверху или путем подкалки снизу.

В первом случае отбойка складывается из следующих отдельных операций:

1. Разборка верхней части забоя и подборка пространства для подвешивания потолочной крепи. В условиях плотного грунта, состоящего из крепкого галечника (речника), цементированного глиной, в верхнюю часть забоя, или, как говорят, «в разборку», задается несколько (обычно три) шпуров глубиной 40—45 см, после отпалки которых уже начинается кайловая работа (фиг. 9).

2. Газработка месторожд. золота.

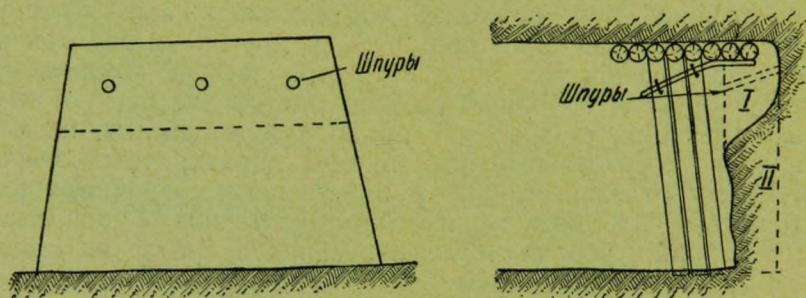


Когда верха забоя под кровлей подобраны настолько, что позволяют завести, или, как говорят, «подвесить», потолочную крепь (огниво), производится крепление кровли.

Потолочная крепь, или огниво, первоначально, пока нет возможности поставить под нее стойку, вешается временно на так называемых фальшивочных ломах, укрепляемых на фальшивочных скобах.

При устойчивой кровле в талом грунте допускается подборка сразу не больше чем под три огнива, чем и определяется глубина задаваемых в разборку шпуров. При слабой кровле, относимой по крепости к классу VII и VIII ( $f=1,0-0,8$ ), единовременная подборка допускается только под два огнива.

На фальшивочных ломах допускается подвешивание в условиях крепкой кровли не более трех огнив и слабой кровли — двух огнив. При проходке основных выработок (штолен и штре-



Фиг. 9. Схема закладки шпуров „в разборку“.

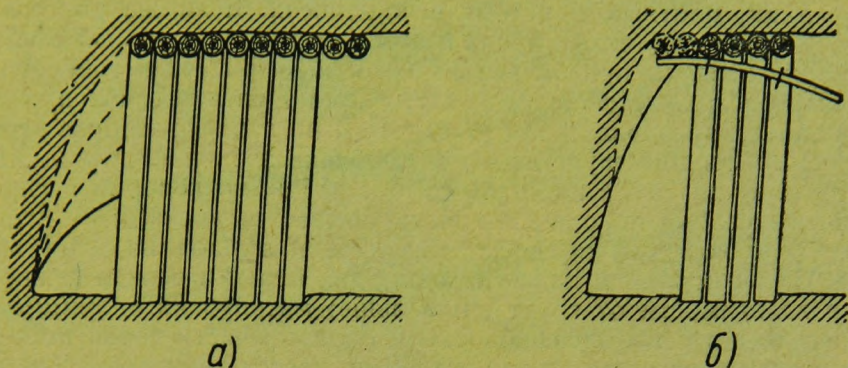
ков), где работа ведется непрерывно, допускается — в устойчивых наносах — последовательная подборка и подвешивание без постановки стоек пяти и даже шести огнив, т. е. норма превышает на два или три огнива. Однако в этом случае, для поддержки всех завешенных таким образом крепей обязательно заводится, помимо обычных фальшивочных ломов, под середину огнив деревянная вага или деревянная фальшивка, пропускаемая сквозь круглую скобу и подкрепляемая временной стойкой или «мальчиком».

2. Второй стадией отбойки, отделяемой от первой процессом заведения потолочной крепи, является опускание забоя, под которым понимается разрыхление кайлой породы средней и нижней частей забоя до тех пор, пока поверхность забоя не станет по отвесу. Уборка и откатка этой породы производятся с помощью откаточных сосудов.

3. Третьей и последней стадией отбойки являются подборка и зачистка низов забоя по полотну и выборка приямков для постановки стоек. В случае каменистого грунта в низах задается несколько шпуров острыми бурами (вострыками) или тупяками. Если встречаются в какой-либо части забоя крупные валуны, то они также подбуриваются тупяками и взрываются.

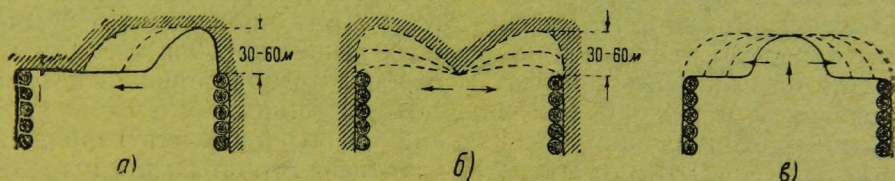


Второй способ осуществления процесса отбойки заключается в том, что первоначально по полотну забоя берется подкалка, как показано на фиг. 10. При этом образование вруба идет или



Фиг. 10. Схема работ в забое: а) подслойная подкалка, б) подборка под огнива.

от бортов забоя к середине, или от середины к бортам, или, наконец, от одного борта к другому, что зависит от умения забойщика работать кайлом на «две руки» или только на «одну руку» (фиг. 11). Второй стадией отбойки в этом случае является по-



Фиг. 11. Схема подкалки: а) «в одну руку», б) «в две руки», в) подкалка в плотных грунтах.

слойная подкалка снизу вверх, вплоть до кровли, заканчивающаяся подвешиванием огнив (фиг. 10а). Таким образом при работе с подкалкой снизу процесс отбойки идет непрерывно, не разделяясь во времени посторонними операциями, а следовательно, и выдача породы из забоя также может идти непрерывно, чего нет в первом случае организации отбойки.

Однако ограничивающим моментом в части применения второго способа отбойки является наличие в забое скалистого или сильно валунистого грунта, распространяющегося высоко по плоскости забоя. В случае, если скалистый или сильно валунистый грунт захватывает больше одной трети высоты забоя, в практике при ручной отбойке предпочитается обычно первый способ организации отбойки. Введенная стахановцами Лены отбойка в крепких, плотных и щебнистых наносах при помощи отбойных молотков, заменивших кайло, значительно расширяет сферу применения способа отбойки с подкалкой, делая его для устойчивых



грунтов почти универсальным (за исключением сильно валунистых грунтов).

Описанные способы организации отбойки применяются лишь в крепких, плотных и устойчивых наносах. Если же порода в забое слабая или если порода в забое крепкая, но кровля слабая и сверху имеется приток воды, — рабочий процесс в забое значительно осложняется. Прежде всего при появлении слабого грунта в забое или кровле с притоком воды по забою разборке верхней части предшествует набор и пробивка забивной потолочной крепи или «палей», а площадь самого забоя, по которой распространены слабые породы, промаскировывается досками от огнива вниз, с прокладкой за доски маскировки пучков из хвои или сена. После пробивки палей на одно, два или три огнива (а иногда, в зависимости от грунта, и больше) маскировка частями вынимается, и в освобожденной таким образом части забоя порода осторожно разрыхляется кайлом и опускается вниз по забою до тех пор, пока не будет пройдена выемка на глубину пробивки палей с небольшим (около 10—15 см) запасом целиков до их конца. После этого по площади взятой выемки снова заводится доска маскировки.

Путем последовательного вынимания досок маскировки и выкайливания породы передвигается вся верхняя часть маскировки, заводятся огнива и затем производится таким же порядком передвижение и следующих рядов маскировки. Если же средняя и нижняя части забоя не маскируются, работа производится обычным порядком — одним из описанных выше способов отбойки.

При очень слабых породах маскировка забоя сопровождается проклиной и пучкованием, под которым понимается забивка в грунт небольших клиньев с пучками из пихтовой или кедровой хвои или сена. Этим достигается уплотнение грунта и предупреждается вынос илов, образование пустот за крепью или маскировкой и обрушение забоя. В этих случаях маскируется не только поверхность забоя (лобовая маскировка), но и его боковые стенки. Такая маскировка называется «маскировкой в ящик».

Иногда породы настолько слабы, что, помимо потолочной забивной крепи, приходится набирать и пробивать предварительно и боковые пали, что очень осложняет работу.

Работа в неустойчивых породах в забое и в кровле, требующих применения маскировки в ящике с проклиной и пучкованием, является очень сложной и опасной, требующей высокой квалификации и высоких личных качеств забойщика. Сплошь и рядом малейшая неосторожность забойщика влечет за собой гибель выработки или даже целых шахтных полей. Например, в шахте № 8 Софийского прииска Артемовского управления треста Лензолото в 1923 г. прорывом илов в кровле мокрого передового забоя, проходимого с маскировкой палями и пучками, в несколько часов было завалено илами все шахтное поле длиной свыше 1000 м, и работавшим в шахте людям едва удалось спастись.

Подобных случаев можно привести немало.



Описание процесса производства забивной крепи, маскировки и проclinки, относящегося в равной мере к процессам отбойки и крепления, дается в главе о креплении выработок.

Одним из составных элементов процесса отбойки в талых наносах, как уже отмечалось выше, является бурение и отпалка. Бурение ведется остроконечными бурами-востряками, загоняемыми в грунт балдой.

В зависимости от степени дифференциации труда при организации забойных работ бурение производится или специальными рабочими-бурильщиками, или же попутно одной из прочих квалификационных групп забойных рабочих — забойщиками или откатчиками. Последнее практикуется в условиях стахановской организации труда лишь в тех случаях, когда грунт требует незначительных взрывных работ, и выделение бурения в специальный процесс нецелесообразно.

Диаметр скважин обычно 25—30 мм. Практикой установлено, что этот диаметр дает наилучшее сочетание скорости бурения с потребной величиной заряда.

Скорость бурения при стабильном диаметре шпура зависит от крепости пород.

При бурении востряками в талых наносах хронометражные наблюдения на приисках Лензолото дают следующую картину:

1. На бурение шпура глубиной 35 см затрачивалось в песчано-галечных наносах, слегка цементированных глиной ( $f=1,0$ ), 3,6 мин. при одноручном бурении и 2,0 мин. при двуручном.

2. На бурение шпуров в плотном щебнистом грунте (элювий), переходящем в выветрившиеся верха метаморфических сланцев или песчаников ( $f=2$ ), глубиной 40 см, затрачивалось по Ленинскому управлению 9,2 мин. при одноручном бурении и 5,7 мин. при двуручном.

3. На бурение шпуров глубиной 40 см в плотном галечно-валунном грунте, сильно цементированном глиной, затрачивалось по Ленинскому управлению 5,5 мин. при одноручном бурении и 3,5 мин. при двуручном.

Выражая скорость проходки через коэффициент крепости, получим следующее выражение для бурения востряком в талых наносах и слабой вечной мерзлоте ( $f=2,0$ ). Скорость бурения горизонтальных шпуров в 6-часовую смену (включая отдых и все операции) при одноручном бурении будет  $C = \frac{21}{f}$  м, при двуручном бурении  $C = \frac{35}{f}$  м.

Скорость бурения при двуручном бурении в 1,7 раза больше скорости при одноручном.

Рабочее время при бурении распределяется следующим образом: собственно бурение — 60,0%, вытаскивание бура — 17,0%, паузы — 23,0%.

Таким образом в пределах 6-часовой рабочей смены чистое бурение должно составлять 3,6 часа, что и положено в основу формулы. Глубина шпуров определяется технически возможной по характеру наносов глубиной подборки под огнива, которая



колеблется от 0,30 до 0,50 м. Этой величине будет соответствовать и глубина шпуров в низах забоя, так как последний должен быть подобран по отвесу. При падающих шпурах (шахты) скорость бурения составляет 130% по сравнению с горизонтальными шпурами, а при восстающих — 70%.

Величина заряда при обычной работе — один патрон, при подборке валунов — от 0,5 до 1 патрона на шпур (примерный вес патрона 65 г).

Расход взрывчатых материалов при проходке штольнообразных выработок в талых наносах и слабой вечной мерзлоте составляет от 10 до 150 г на 1 м<sup>3</sup> добытой породы. Этот расход в зависимости от крепости проходимых наносов можно определить следующим выражением, основанным на наблюдениях на Лене и Алдане:

$$Q = 0,6f \text{ кг.}$$

При определении расхода динамита мы не вводим зависимости от сечения выработки, так как для проходки в талых наносах сечение не имеет значения, поскольку взрывные работы являются операцией вспомогательной, а сечение забоев в основном стандартное.

Расход детонаторов на 1 м<sup>3</sup> добываемой породы может быть определен по формуле:

$$P = 1,2f - 1,3f \text{ штук.}$$

Расход бикфордова шнура на 1 м<sup>3</sup> определится по формуле:

$$S = 0,9f - 1,0f \text{ м.}$$

Ниже в табл. 4 приводятся величины расхода взрывчатых материалов, взятые из практики проходки штольнообразных выработок в талых наносах.

### **Отбойка в горизонтальных выработках по коренным породам и вечной мерзлоте**

В штольнообразных выработках, проходимых по крепкой вечной мерзлоте и в коренных породах, порядок отбойки значительно отличается от описанного случая проходки выработок в таликах и со слабой вечной мерзлотой или в крепкой мерзлоте с предварительной оттайкой. Основное отличие заключается в том, что при проходке штольнообразных выработок в вечной мерзлоте и коренных породах процесс оттайки в собственном смысле этого понятия играет подчиненную роль и основным процессом является не оттайка, как таковая, а бурение и отпалка. В последнее время, в результате развития стахановского движения, бурение начинает приобретать решающую роль и при разработке вечномерзлых россыпей с паровой оттайкой как в забоях узкого сечения, так и в лавах.

Бурение различают ручное и механическое. Ручное бурение осуществляется в вечной мерзлоте бурами-востряками, которые



Т а б л и ц а 4

Наименование предприятия и год работы	Характер наносов и условий работ	Средний коэф. крепости $f$	Расход взрывчатых на 1 м <sup>3</sup>		
			динамита 62%, кг	детонаторов, шт.	бикфордов шнур, м
1. Ленинское управление Лензолото, 1924/25 г.	1. Плотные галечники, цементированные глиной; вечная мерзлота с оттайкой паром, преобладание работ в нарезке. Полотно и низа—разрушенный скальный грунт	1,0—1,5	0,072	1,124	0,725
2. То же, 1925/26 г.	2. Галечники, цементированные глиной; просто галечники (речники); чистая обработка. Полотно и низа—разрушенный скальный грунт.	1,0	0 057	1,159	0,611
3. Артемьевское управление Лензолото, 1924/25 г.	3. Плотные глинистые валунистые наносы. Низа—скальный грунт (трещиноватые, разрушенные песчаники). Преобладание нарезки.	1,5	0,108	1,930	1,250
4. То же, 1925/26 г.	4. Очистная добыча. Наносы—плотные валунистые галечники. Наряду с высоким процентом слабых наносов—скальные низа и полотно.	1,0	0,058	1,030	0,660
5. Ороченское управление Алданзолото, 1929/30 г.	5. Песчаный, песчано-галечный талый грунт, легко берется на кайлу. Низа и полотно—дресва.	0,6—0,8	0,005	0,07	0,044
6. Ленинское управление Алданзолото	6. Тот же грунт, но со значительной валунистостью.	0,8—1,0	0,026	0,29	0,3
7. То же, Ороченское управление, шахта № 5	7. Вечномерзлые пески со слабой мерзлотой, без паровой оттайки.	2,0	0,168	1,690	1,170
8. Шахта Стахановского прииска Ленинского управления Лензолото, 1936 г.	8. Вечная мерзлота с паровой оттайкой. Оттайка производилась с помощью вруба с применением механического и ручного бурения в мерзлоте.	3,0	0,210	1,900	1,230



ударом тяжелой балды загоняются в грунт. Иногда для ускорения бурения (если к этому имеется техническая возможность) буры предварительно накаляются на огне.

Количество шпуров определяется сечением забоя и крепостью вечной мерзлоты.

Какого-либо определенного правила в отношении выбора наилучшего расположения шпуров при проходке в вечной мерзлоте нет. В каждом отдельном случае необходимо руководствоваться расположением по забою линз, прослоек чистого льда и соотношением отдельных прослоек наносов.

Скорость бурения в 6-часовую рабочую смену при работе в вечной мерзлоте с ручным бурением определяется по вышеприведенным формулам (стр. 21).

При этом бурение востряками производительно и практически возможно на глубину, не превышающую 0,60—0,75 м, тогда как нормальная глубина шпура при его диаметре в 25—30 мм должна быть равна:

$$C = \frac{2,13}{\sqrt{f}},$$

т. е. от 1,5 до 0,9 м, в зависимости от коэффициента крепости мерзлоты. Поэтому для достижения большего эффекта при взрывных работах в вечной мерзлоте целесообразно применять механическое бурение пневматическими молотками.

В табл. 5 приведены данные, характеризующие пневматические молотки ленинградского завода «Пневматик».

Т а б л и ц а 5

Пневматические молотки ленинградского завода „Пневматик“

№№ по ценнику Донбасса	Тип молотков	Полная длина молотка	Диаметр ци- линдра	Ход ударни- ка	Расход воздуха в мин. при давле- нии сего около 5,5 ат, м³	Диаметр шланга, мм	Вес молотка, кг	Примечание
		мм	мм	мм				
69001	БМ-4	535	55	—	1,40—1,55	16	15,0	Шпуры 25 мм  Применяется очень редко при d=до 40 мм
69002	БМ-13	495	60	45	1,80—2,00	16	17,5	
69003	БМ-15	555	60	55	1,80—2,00	16	21,5	
69004	ББ-1	550	36	—	1,30—1,45	19	16,5	
69005	ББ-3	645	50	—	1,85—2,00	19	35,0	

При пользовании пневматическими молотками малого размера на Лене наблюдались следующие скорости бурения:

а) В вечной мерзлоте прииска Богоявленского при коэффициенте крепости породы  $f=3-4$  одним бурильщиком в час общего времени бурения выбуривалось 4,5 м.



б) В вечной мерзлоте прииска Нининского при коэффициенте крепости породы  $f=5$  выбуривалось в час общего времени бурения 3,2 м.

Скорость бурения в вечной мерзлоте молотками указанного типа при давлении у молотка в 4 ат для шпуров диаметром от 25 до 32 мм за час общего времени бурения будет

$$C = \frac{17}{f} \text{ м.}$$

Расход воздуха, приведенного к 1 ат на 1 пог. м шпура при нормальном давлении у молотка в 4 ат, нужно считать равным  $V = 0,6 f \text{ м}^3$ .

Потери в трубопроводе можно считать равными приблизительно 30—50%, что при давлении в 7,5 ат определяет следующий расход воздуха на молоток, приведенного к 1 ат у компрессора:

малые молотки (типа БМ-4, БМ-13, БМ-15) — 1,5 м<sup>3</sup>,

средние молотки — 2,5 м<sup>3</sup>/мин.

При неудовлетворительном состоянии трубопровода, при несоответствии размера труб расчетным величинам и при большой длине трубопровода эти потери значительно возрастают, что особо подчеркивает важность хорошего состояния воздушной сети.

Расход энергии двигателя на потребное сжатие воздуха составляет 6 НР на 1 м<sup>3</sup> всосанного в минуту воздуха.

Расход буровой стали на 1 м<sup>3</sup> породы может быть определен как

$$C = \frac{0,01 f^2 V f}{S},$$

где

$f$  — коэффициент крепости и

$S$  — площадь забоя в м<sup>2</sup>.

В последнее время при проходке горных выработок в россыпной золотопромышленности широко применяется оснащение буров пластинами твердых сплавов. Для очень крепких пород ( $f=14-20$ ) обычно употребляют победит марки РЭ-15. Для крепких пород ( $f=6-10$ ) наибольший эффект дает армирование победитовыми пластинками марки РЭ-8 (эффект почти вдвое выше пластинок марки РЭ-15 для пород этой крепости).

Техника применения пластинок этой марки заключается в том, что в головку пустотелого бура, имеющую форму долота, впаивают пластинку победита шириной 6—8 мм и высотой 20 мм, с выходным отверстием для продувки. Время от времени головка затачивается на карборундовом круге, причем по опыту установлено, что пластинка выдерживает обычно 10—12 заточек.

Сменяемость буров, оснащенных пластинками победита, уменьшается от 25 до 100 раз против сменяемости обычных напильников буров, что зависит от крепости пород, правильности заточки и т. д. По опыту работ можно принимать, что расход буровой стали при бурении бурами с победитом в 25 кг эквивалентен 300 кг расхода при напильниковых бурах.



Нормальная средняя глубина шпуров при механическом бурении при диаметре шпура 25—32 мм должна быть равна:

$$l = \frac{3,00}{\sqrt{f}} \text{ м,}$$

т. е. для вечномерзлых галечников (речников) с валунами и небольшим количеством ледяных прослоек (крепкая мерзлота,  $f=5$ ) — 1,0—1,30 м; для вечномерзлых галечников (речников) с валунами и значительным числом прослоек льда для вечномерзлой глины ( $f=4$ ) — 1,10—1,50 м;

для вечномерзлого песка эфеля (средняя мерзлота,  $f=3$ ) — 1,5—2,0 м.

Число шпуров в забое с одной обнаженной поверхностью на 1 м<sup>2</sup> поверхности:

при ручном бурении:

$$n = 2,2 \sqrt{\frac{f}{S}},$$

при механическом бурении

$$n = 2,7 \sqrt{\frac{f}{S}}.$$

Величина заряда в одном шпуре в общем случае должна быть равна

$$q = 0,25l \text{ кг,}$$

где  $l$  — глубина шпура.

При ручном бурении

$$q = \frac{0,54}{\sqrt{f}} \text{ кг,}$$

при механическом бурении

$$q = \frac{0,75}{\sqrt{f}} \text{ кг.}$$

В общем случае величина заряда не должна превышать одной трети глубины шпура.

Расход взрывчатых материалов (93 % гремучий студень) на 1 м<sup>3</sup> взорванной породы по опыту работ в вечной мерзлоте на Ленских приисках составляет величину, приблизительно равную для ручного бурения:

$$Q = 0,90 \sqrt{\frac{f}{S}} \text{ кг,}$$

для механического бурения:

$$Q = 1,1 \sqrt{\frac{f}{S}} \text{ кг,}$$

где  $S$  — сечение выработки в м<sup>2</sup>.

Эти выражения установлены на основе систематических наблюдений, поставленных на работах приисков Лены.

Количество других взрывчатых веществ следует брать обратно пропорционально их относительной силе, величина которой приводится в табл. 6.



## Величина относительной силы взрывчатых веществ

1. Гремучий студень с 93% нитроклетчатки . . . . .	1,00
2. То же с 83% нитроклетчатки . . . . .	0,90
3. Динамит с 75% нитроклетчатки . . . . .	0,85
4. То же с 62% нитроклетчатки . . . . .	0,80
5. Сольвенит 8/5 . . . . .	0,80
6. То же 5/5 . . . . .	0,55
7. Аммонит № 1, 2 и 2а . . . . .	0,80

## Расход рабочей силы, производительность труда и нормы выработки

В условиях стахановской организации труда для выполнения кайления, необходимого бурения, постановки основного (огнивого) крепления, набора забивной крепи, маскировки и проclinки (там, где это нужно) и откатки добытой породы к шахте или погрузочному пункту механического откаточного сооружения (но не далее 80 м) в общем случае нужно считать на 1 м<sup>3</sup> добытой породы следующее количество забойных рабочих: для работ в устойчивых сухих грунтах с крепкой кровлей, не требующих забивной крепи и маскировки, а также в вечной мерзлоте с применением ручного бурения

$$N = \frac{0,78f}{\sqrt[4]{S}}$$

Для работ в вечной мерзлоте с механическим бурением

$$N = \frac{0,30f}{\sqrt[4]{S}},$$

Для работ в довольно устойчивых и устойчивых сухих грунтах ( $f=0,8—1,5$ ), но со слабой кровлей, требующей применения забивной крепи, или со слабыми верхами, требующими применения значительной маскировки (более одного ряда),

$$N = \frac{1,50f}{\sqrt[4]{S}}$$

Для работ в слабых и очень слабых наносах с притоком воды ( $f=0,6—0,2$ ), требующих применения полной маскировки, проclinки, пучкования и забивной крепи — потолочной или потолочной и боковой,

$$N = 2,1 \frac{\sqrt[4]{S}}{f}.$$

Здесь трудность работы увеличивается с уменьшением крепости грунта.

Иногда проходка становится настолько тяжелой, что забой перестает продвигаться вперед, сверху и с боков выносит породу, крепь разрушается и создаются условия, опасные для рабочих.



В этом случае проходку следует прекратить и выработать меры для дальнейшей безопасной работы.

Приведенные формулы являются общим выражением для определения числа рабочих для забойных работ в условиях стахановской организации труда и определяют зависимость между условиями работ, крепостью грунта и сечением забоя.

Фактические величины производительности труда и расхода забойных рабочих на 1 м³ добытых песков, наблюдавшиеся в различных условиях массовых работ как в прошлом, так и в условиях стахановской организации труда, приведены в табл. 7.

Т а б л и ц а 7

Наименование предприятия и год работы	Средние условия работы	Производительность труда на одного забойного рабочего, см. м³	На 1 м³ падает рабочих ч/дней
<b>До стахановского движения</b>			
1. Ленинское приискское управление Лензолото, 1924—1926 гг.	Вечная мерзлота с паровой оттайкой и талый грунт примерно в соотношении 1:1. В основном грунт—плотные галечники, цементированные глиной, с большой валунистостью. В низах забоев—трещиноватая скала с примазкой. В кровле у 26% забоев неустойчивые пески или несвязные галечники.	1,05—1,24	0,96—0,81
2. Светлое приискское управление Лензолото, 1914—1926 гг.	Вечно мерзлые песчано-галечные грунты с оттайкой пожогами. Полотно—мягкие серицитово-талые сланцы. Валунистость незначительная. Кровля устойчивая.	1,43—1,69	0,70—0,59
3. Шахта № 8 Каменистого прииска Артемовского управления Лензолото, 1934/35 г.	Грунт—малосвязные галечники в кровле толщи илов, представляющих собой в присутствии воды тончайший материал. Полотно—плотная скала, низа забоев—трещиноватый скальный грунт. В сухом состоянии грунт довольно устойчивый, кровля плотная: в мокром—слабый, а при большом притоке грунт совершенно неустойчивый.	0,04—0,20 в среднем 0,18	25,0—5,0 5,5
а) проходка штрека с большим притоком воды; б) нарезка (25% забоев с малым притоком воды, 10% с большим, остальные—сухие и сырые); в) очистная добыча (10% забоев с малым притоком).		0,76—0,89 1,23	1,31—1,12 0,81
4. Прииски Алданзолото, 1930/31 г.	Песчано-галечный грунт со средней валунистостью и при-	1,12—1,47	0,89—0,71



Наименование предприятия и год работы	Средние условия работы	Производительность труда на одного забойного рабочего, см. м <sup>3</sup>	На 1 м <sup>3</sup> падает рабочих ч/дней
<b>После начала стахановского движения</b>	током воды в 10—20% забоев. Полотно—дресва гранита.		
5. Ленинское управление Лензолото, 1936 г.	Грунт—вечномерзлые, сильно глинистые с большой валунистостью галечники. Низа—трещиноватый скальный грунт (глинистые метам. сланцы). Оттайка паром с образованием вруба. В 25% забоев при образовании вруба применяется пневматическое бурение.	1,80	0,55
6. То же, прииск Михайло-Николаевский Ленинского управления, также Светлое управление, 1936 г.	Талые, слабосвязанные галечники с большой валунистостью и скальными низами.	1,85—2,20	0,54—0,45
7. Артемовское управление, прииск Каменистый	Связные галечники с большой валунистостью и скальными низами. 10—15% забоев с малым притоком воды.	1,18—1,23	0,85—0,81
8. Прииска Алданзолото, Ленинское управление, 1935 г.	Легкие пески и галечники I и II классов со слабой валунистостью, мягкими низами и устойчивой кровлей. Работа методом подкалки.	2,00	0,50
Ореченское управление	То же.	1,94	0,49
9. Прииска Алданзолото, Ленинское управление, 1936 г.	Характер грунта тот же. Работа велась в условиях широко развернутого стахановского движения, при высокой механизации откатки в пределах выемочного участка транспортерами.	3,84	0,26
Орочонское управление	То же.	3,48	0,30

Приведенные выше расчетные формулы для определения общего числа забойных рабочих, необходимого на добычу 1 м<sup>3</sup> породы, дают лишь суммарный результат производительности труда отдельных квалификационных групп забойных рабочих: забойщиков, бурильщиков, крепильщиков, откатчиков.

В прошлом, как уже отмечено выше, труд забойных рабочих не дифференцировался, и существовавшие нормы выработки охва-



тывали целиком весь комплекс операций, слагающих процесс забойной работы. Соответственно этому каждый рабочий данной забойной бригады получал одинаковую норму, выраженную в кубометрах на одного рабочего. В пределах этой нормы бригада обязана была выполнить весь комплекс операций, необходимых по условиям грунта для добычи песков. Забойная бригада в этих условиях обычно состояла в сухих и светлых забоях из трех человек (так называемая «половинка») и мокрых забоях с применением специальных методов проходки и крепления — из шести человек (целая «артель»).

В условиях стахановской организации труда основные забойные процессы отделены друг от друга, и каждый из них выполняется особой группой рабочих, получающих в этом случае специальную норму, соответствующую объему и характеру выполняемых ими функций. В общем случае забойный процесс расчленяется на четыре отдельных операции: отбойка, бурение, крепление и откатка. Соответственно этим основным элементам заданной работы и ведется в настоящее время нормирование и соответственно им же строится организация труда в шахте.

Организационно дифференциация труда забойных рабочих осуществляется или в пределах бригады, состоящей из рабочих различных специальностей, из которых каждый выполняет определенные функции и имеет особую норму, или же бригада упраздняется совсем, и каждое квалификационное звено рабочих работает независимо от остальных звеньев, на принципе полной индивидуальной сдельщины. В первом случае руководство отдельными звеньями бригады лежит на бригадире, которым обычно является забойщик или бурильщик (при проходке в мерзлоте и коренных породах), а во втором — отдельные квалификационные группы подчинены непосредственному руководству участкового или сменного десятника шахты. Выбор той или другой формы организации труда зависит в каждом отдельном случае от размера работ в шахте, расстановки забоев, условий работы и может быть решен только начальником шахты.

Комплексный метод организации труда сохранился при работе в неустойчивых наносах, с применением специальных методов проходки и крепления, где разделение рабочего процесса во времени на элементы в целях безопасности работ совершенно невозможно или возможно лишь частично. В этом случае и нормы даются комплексные на одного забойного рабочего.

Естественным следствием дифференциации труда являлось резкое повышение производительности рабочего, а отсюда явилась необходимость совершенно перестроить организацию рабочего места. В прежних формах организации труда работа всей заданной бригады сосредоточивалась в одном забое, где бригада последовательно выполняла все операции забойного процесса. В условиях дифференцированной организации труда обеспечение непрерывности работы каждого специализированного звена забойных рабочих требует уже организации такого фронта работ в забое, который бы позволил работать каждому звену, не мешая



другому звену и не задерживая его работу. Это достигается или путем разработки россыпей широкими лавами, что возможно в условиях крепкой кровли (обычно в вечной мерзлоте) или путем организации работы бригады одновременно в нескольких забоях. При этом совершенно естественно, что чем легче грунт, чем выше производительность забойщика на отбойке, тем шире должен быть фронт работы забойщика, тем больше должно быть количество забоев на одно забойное звено. Обычно в практике считается достаточным для грунтов I и II классов давать на забойное звено не менее пяти забоев и в грунтах III и IV классов не менее трех забоев, в которых все процессы забойной работы осуществляются последовательно каждым из звеньев заданной бригады. При этом для достижения наибольшего эффекта в работе необходимо, чтобы все забои находились в непосредственной близости один к другому.

Обычный состав забойного звена, работающего на отбойке, — два человека: забойщик и подручный забойщика. В обязанности первого входит в условиях крепкой, устойчивой и слабоустойчивой кровли в талых и мерзлых грунтах только отбойка (работа кайлой или отбойным молотком). В обязанности подручного входит подборка низов, подчистка под огнива, взятие простенков и подвешивание огнив, пробивка палей, маскировка над отпалами, маскировка верхов забоя.

В условиях отбойки в вечномерзлых грунтах с крепкой кровлей и с оттайкой забойное звено состоит иногда только из одного забойщика (принято на Лене). В этом случае подвешивание огнив производится крепильщиками.

Соответствующие новым формам организации труда нормы выработки на отбойку породы даются в настоящее время уже с учетом характера грунта по степени его добываемости. Все наnosы, по принятой в настоящее время номенклатуре, разбиваются по степени добываемости на четыре класса, а именно:

**I класс.** Средние и крупнозернистые несвязанные пески, иногда с небольшой примесью гали и щебня; несвязанные песчано-галечные грунты, иногда с примесью гали и щебня или частично илистые: песчано-глинистые грунты, иногда с галей или щебнем; мало связанные песчано-щебнево-галечные грунты. Добыча ведется исключительно на кайлу. Время чистой работы по кайлению  $1 \text{ м}^3$  в нарезке при устойчивой кровле — до 17 мин. (с учетом отдыха). Коэффициент крепости по шкале крепости  $f = 0,5—0,6$ .

**II класс.** Галечники, связанные суглинком; уплотненные или связанные примазкой песчано-илистые грунты с галей и щебнем; суглинки с галей и щебнем; глинистые (мясниковатые) грунты с небольшим количеством гали и щебня. Добыча ведется исключительно на кайлу. Время чистой работы по кайлению на  $1 \text{ м}^3$  в нарезке при устойчивой кровле от 17,0 до 25,0 мин. (с учетом отдыха). Коэффициент крепости по шкале крепости  $f = 0,8$ .

**III класс.** Песчано-галечные, галечные связанные (цементированные глиной) или мало связанные грунты с мелкими валунами;



суглинки с галей и щебнем. Вниз по забоям грунт может переходить в мелкоразборный угловатый материал. Добыча ведется на кайлу с применением взрывчатых работ от 0,6 до 1,0 пог. м шпура на 1 м<sup>3</sup> породы. Бурение востряком. Времени на чистое кайление 1 м<sup>3</sup> в нарезке при устойчивой кровле (с учетом отдыха) требуется от 25 до 28 мин. Коэффициент крепости по шкале крепости  $f = 1,0$ .

**IV класс.** Галечно-глинистые или песчано-глинистые (мясниковатые) грунты со значительным количеством (до 50%) беспорядочно расположенных мелких, средних и крупных (от 10 до 50 см в диаметре) валунов или плит. Обычно в нижней половине забоя грунт переходит в грубообломочный, угловатый материал, цементированный вязкими сырыми глинами. Добыча ведется кайлой с применением взрывных работ в количестве от 1,0 до 1,30 пог. м шпура на 1 м<sup>3</sup> песков. На кайление 1 м<sup>3</sup> при устойчивой кровле в нарезке требуется 28—35 мин. (с учетом отдыха). Коэффициент крепости по шкале крепости  $f = 1,5$ .

Встречающиеся в практике разработки россыпей скальные породы, обычные при подборке низов забоя или при проходке штреков в бедроке, разделяются в настоящее время по степени забиваемости на пять классов, а именно:

**V класс.** Сильно разрушенные коренные породы, превращенные в дресву. Добыча ведется с применением бурения востряком в количестве до 1,64 пог. м шпура на 1 м<sup>3</sup> породы. Коэффициент крепости  $f = 0,8—1,0$ .

**VI класс.** Разрушенные мелкоразборные песчаники, сланцы, трещиноватые изверженные породы, конгломераты со слабым цементом, выщелоченные известняки. Добыча ведется с применением бурения востряком и частично тупяком. Количество шпуров — 1,64 пог. м на 1 м<sup>3</sup> породы. Скорость бурения в минуту при ручном бурении тупяком 6—10 мм, а при пневматическом 120—180 мм. Коэффициент крепости  $f = 2,0$ .

**VII класс.** Полуразрушенные крупноразборные песчаники, сланцы, изверженные породы; неразрушенные плотные мергели и мелкосланцевые известняки. Добыча ведется с применением бурения востряком и тупяком. Количество шпуров на 1 м<sup>3</sup> породы — 1,83 пог. м. Скорость бурения в минуту при ручном бурении тупяком 4—6 мм и при пневматическом — 70—120 мм. Коэффициент крепости  $f = 3—4$ .

**VIII класс.** Трещиноватые неразборные метаморфические и кристаллические сланцы, изверженные породы, крепкие осадочные породы — известняки, песчаники, сланцы. Добыча ведется с применением тупяков. Количество шпуров на 1 м<sup>3</sup> — 1,92 пог. м. Скорость бурения в минуту при ручном бурении 2,5—4 мм и при пневматическом 40—70 мм. Коэффициент крепости  $f = 5—6$ .

**IX класс.** Малотрещиноватые и свежие метаморфические песчаники и изверженные породы с резкими видимыми трещинами. Количество шпуров на 1 м<sup>3</sup> — 2,30 пог. м. Скорость бурения в минуту при ручном бурении до 2,5 мм и при пневматическом до 40 мм. Коэффициент крепости  $f = 8—10$ .



Эта классификация грунтов по степени их добываемости, положенная в основу разрабатываемого новейшего нормировочника золотой промышленности, охватывает основные типы грунтов, встречающихся при разработке россыпей, и служит основой для установления норм выработки на отбойку как для этих грунтов, так и для типичных состояний грунтов различных классов в одном забое.

Для наносов в нормальном виде, соответствующем приведенной выше характеристике, новейший нормировочник дает по кайлению (отбойке) следующие нормы времени в минутах на 1 м<sup>3</sup> и нормы выработки в кубометрах грунта в массиве на одного забойщика в 6-часовую смену.

Т а б л и ц а 8

**Ручная отбойка в нормальных грунтах**

**Состав работы:** производство вруба, кайление, выемка валунов, взятие простенков, подборка кровли на огниво

Род выработ- ки	Класс грунтов	1		2		3		4	
	Кровля	норма вре- мени	норма вы- работки	норма вре- мени	норма вы- работки	норма вре- мени	норма вы- работки	норма вре- мени	норма вы- работки
Нарезка	Крепкая и плотная . . . . .	8,2	42,7	14,6	24,6	23,7	15,7	35,2	10,2
	Устойчивая . . . . .	11,7	30,7	21,0	17,1	31,9	11,2	46,9	7,6
	Слабоустойчивая . . . . .	15,8	22,8	29,2	12,3	40,1	8,9	64,5	5,6
	Неустойчивая . . . . .	17,6	20,5	32,7	11,0	45,9	7,8	70,3	5,1
Отработ- ка длин- ными столбами	Крепкая и плотная . . . . .	6,1	58,6	10,9	32,8	18,9	18,9	28,2	12,8
	Устойчивая . . . . .	8,8	41,0	15,8	22,8	25,5	14,1	37,5	9,6
	Слабоустойчивая . . . . .	11,8	30,4	22,1	16,3	35,2	10,2	53,9	6,7
	Неустойчивая . . . . .	13,2	27,4	24,4	14,2	38,4	9,3	58,8	6,1
Лента коротко- го стула	Крепкая и плотная . . . . .	4,9	73,8	8,7	41,0	14,2	25,3	21,1	17,0
	Устойчивая . . . . .	7,0	51,2	12,6	28,4	19,1	18,8	28,1	12,8
	Слабоустойчивая . . . . .	9,5	38,0	17,7	20,4	26,4	13,6	40,4	8,9
	Неустойчивая . . . . .	10,5	34,1	19,5	18,4	28,8	12,5	44,1	8,1

В приведенной шкале норм выработки дифференциация идет не только по характеру грунта и видам работ, но и по характеру кровли, так как последний оказывает исключительное влияние на производительность отбойки. В этом случае под крепкой кровлей понимается грунт, позволяющий проходить без крепления свыше одного метра.



Под плотной кровлей понимается грунт, позволяющий подбирать верха не менее чем на три огнива и держать на фальшивочных ломах (смотри ниже), без вспомогательных «мальчиков», до четырех огнив.

Под устойчивой кровлей понимается грунт, позволяющий в сухом состоянии подбирать сразу по одному-два огнива с немедленным их завешиванием и держать на фальшивках без «мальчиков» не свыше двух огнив.

Слабоустойчивая кровля — грунт, легко осыпавшийся от удара и при работе без забивной крепи, требует большой осторожности. Обычно рекомендуется легкая забивная крепь из досок на временной раме с частичной маскировкой. При выемке валунов из-под огнив маскировка обязательна.

Кровля неустойчивая требует обязательного применения забивной крепи с постоянной рамой. При большом притоке воды сверху обязательна тщательная маскировка над огнивами досками с прокладкой пучков.

При разработке в слабо валунистых грунтах норма выработки для I и II классов уменьшается от 3 в наносах с крепкой кровлей до 15% в наносах с неустойчивой кровлей, так как валунистость исключается нормальным определением грунтов этого класса.

При разработке в валунистых грунтах норма выработки по I и II классам уменьшается против величин табл. 8 от 10 до 33% и по грунтам III класса — от 10 до 15%.

Наконец, для сильно валунистых грунтов уменьшение норм выработки выражается для грунтов I и II классов на 15—35%, в грунтах III класса — на 10—28% и в грунтах IV класса — на 10%.

Новейший нормировочник золотой промышленности дает для всех этих условий разработанные нормы выработки, учитывающие уменьшение производительности забойщика в зависимости от степени валунистости грунта. При этом под слабо валунистыми наносами понимаются и в практике и в нормировочнике грунты с количеством валунов до 10—15% к общему объему породы в забое. Мелкие и средние валуны, встречающиеся под огнивами и в простенках, удаляются без предварительного бурения.

Под валунистыми грунтами понимаются наносы с валунистостью до 25% и с наличием под огнивами и в простенках до двух крупных валунов, требующих разбурки тупяками.

Под сильно валунистыми грунтами понимаются наносы с валунистостью, превышающей 25% объема породы по забою, и с наличием в простенках и под огнивами более двух крупных валунов, мешающих постановке крепи и требующих разбурки тупяками.

При сочетании в одном забое грунтов различных классов определение нормы выработки по забою производится, исходя из норм, по следующим грунтам.

Первое издание нового нормировочника дает только по кайлению свыше 2000 норм, далеко не исчерпывая даже типичных комбинаций грунтов, не говоря уже о том, что в нормировочнике совершенно не упоминаются мокрые работы.



Обилие норм, конечно, является существенным недостатком, так как нормировочник должен быть прост, по возможности краток и иметь ограниченное число норм, охватывающих основные условия работы.

В практике в каждой шахте обычно встречаются лишь некоторые типичные грунты и типичные их комбинации, к которым и необходимо дополнительно составить нормы выработки, пользуясь основными таблицами единого нормировочника.

Для всякого рода специфических условий отбойки, существенно влияющих на производительность забойщика, которыми являются скалистые низа и валунистые верха и простенки, против каждой нормы дается соответствующая поправка к основной норме (скидка на условия). Таких скидок ленский нормировочник устанавливал четыре, а именно:

I. В низах крупноразборный скальный грунт (песчаник, сланцы, известняки) на высоту до одной трети забоя, добываемый ломом или клиньями и частично кайлой и требующий бурения тупяков только в приямках.

II. В низах крупноразборный скальный грунт тех же пород на высоту свыше одной трети и до двух третей забоя, добываемый ломом или клиньями и частично кайлой и требующий бурения не менее двух-трех тупяков в приямках и частично в низах (2 — 4 скв.).

III. В верхах под огнивами или в простенках имеется до двух крупных (свыше 75 см в диаметре) валунов, мешающих завешиванию огнив или постановке стоек.

IV. В верхах под огнивами или в простенках имеется свыше двух крупных валунов, мешающих завешиванию огнив или постановке стоек.

Форма ленского нормировочника для отбойки имеет следующий вид (см. форму на стр. 36).

Нормы выработки для мокрых работ колеблются в очень широких пределах и могут быть сведены к следующим основным величинам (в кубометрах на одну рабочую поденщину забойщика):

I. Норма выработки для работ в нарезке с большим притоком воды:

- а) в наносах I и II классов . . . . 0,16—0,48 м<sup>3</sup>
- б) в наносах III и IV классов . . . . 0,34—0,52 „

II. Норма выработки для работ в нарезке с малым притоком воды:

- а) в наносах I и II классов . . . . 0,28—0,70 м<sup>3</sup>
- б) в наносах III и IV классов . . . . 0,48—0,80 „

Меньшие величины соответствуют случаям работы в забоях, где кровля сложена наносами, слабоустойчивыми даже в сухом состоянии.

В тех случаях, когда наносы кровли особенно слабы (в сухом состоянии относятся к неустойчивым), проходка выработки обычным способом при наличии большого притока воды стано-



№ нормы	Характеристика грунта и условия работ	Норма выруб. на 1 поденщика						Характер кровли
		нарезка и про- ходка основных штреков			обработка			
					длинными и ко- роткими столбами			
		сух. и сыр. раб.	мокр. раб.		сух. и сыр. раб.	мокр. раб. (мал. прит.)	лава сплошными забоями	
мал. прит.	бол. прит.							
1	I класс (коренные по- роды, скальные грун- ты)  Трещиноватые нераз- борные метаморфиче- ские песчаники, коэф. крепости = 7—9  1. Бурение механическое  2. Бурение ручное тупя- ками							
2	Трещиноватые нераз- борные метаморфиче- ские сланцы угли- стые, глинистые, коэф. крепости = 5—6.							

вится практически совершенно невозможной, и россыпь должна быть предварительно дренирована.

Приведенные выше нормы предусматривают производство всего комплекса забойных работ: отбойку, крепление, откатку, так как в этом случае разделение процесса на элементы практически невозможно. При появлении в забое валунов в простенках и под огнивами норма выработки должна быть уменьшена в среднем на 10% при числе крупных валунов до двух и на 20% — при числе их свыше двух.

Отбойка в вечномерзлых грунтах, добываемых ручным способом без оттайки, равно как и отбойка в коренных породах являются вспомогательной операцией при бурении, которое является основным рабочим процессом и осуществляется ручным или механическим способом.

Общие формулы расчета рабочей силы при работе в мерзлоте без оттайки приведены нами выше.

По крепости с точки зрения добываемости слабая (воглая) мерзлота может быть приравнена к классу VI коренных пород ( $f=2$ ) нового нормировочника, средняя мерзлота (вечномерзлые пески, галечники с большим числом ледяных прослоек) — к классу VII ( $f=3-4$ ) и крепкая мерзлота (вечномерзлые валу-



нистые галечники, галечно-глинистые наносы с небольшим числом ледяных прослоек) — к классу VIII (коэффициент крепости  $f = 5$ ).

Новый нормировочник золотой промышленности для работ в коренных породах дает следующие нормы выработки по бурению (табл. 9).

Таблица 9

Классы коренных пород	Пог. м шпура на 1 м³ пород	Бурение механическое				Бурение ручное			
		в пог. м		в м³ породы в массиве		в пог. м		в м³ породы в массиве	
		норма времени на 1 пог. м	норма выработки в пог. м	норма времени на 1 м³	норма выработки в м³	норма времени на 1 пог. м	норма выработки в пог. м	норма времени на 1 м³	норма выработки в м³
6	1,64	11,8	30	17,4	0,7	155	2,32	254,2	1,42
7	1,83	16,3	22	30,5	11,8	214	1,68	391,6	0,92
8	1,92	23,2	15	45,0	8,0	285	1,27	547,0	0,66
9	2,30	31,3	11	72,0	5,0	383	0,94	880,9	0,41

Примечание. Ручное бурение в классах 6—7—8 частично ведется вострыми, частично тупыми.

Отбойка вечномерзлых песков, добываемых с предварительной отбойкой, в принципе рассматривается как отбойка талых наносов того же класса с крепкой кровлей.

Однако самый процесс отбойки при правильно организованной оттайке несколько легче, чем в талых наносах того же класса, так как в процессе оттайки при забивке поинтов или после закладки свитера во вруб (см. ниже раздел оттайки) грунт несколько ослабляется, частично осыпается, растрескивается и т. д. Поэтому нормы выработки на отбойку в мерзлоте с предварительной оттайкой несколько выше — кругло на 10% — по сравнению с нормами на отбойку в талых грунтах того же класса.

Опыт применения для отбойки в наносах отбойных молотков, проведенный на Лене в 1936 г., показал их большую эффективность при работе как в мерзлоте, так и в плотных талых наносах IV класса и при подборке скалистых низов забоя, сложенных тонкослоистыми сланцами. В случае применения отбойных молотков резко сокращается, а иногда становится совершенно излишним применение взрывчатых веществ, а вместе с тем значительно расширяется область применения метода работы с подкалкой, делая его возможным и в забоях со скалистыми низами.



Опыт работы с отбойными молотками в наносах к моменту издания настоящей книги еще далеко недостаточен, и твердых норм выработки еще разработано не было. Однако предварительные результаты показывают, что при работе в плотных талых наносах и слабой (волглой) мерзлоте работа с отбойным молотком увеличивает производительность забойщика без применения взрывчатых веществ не менее чем на 50% против ручной отбойки с применением взрывчатых веществ. Наряду с этим отбойные молотки позволяют применить для отбойки вечномерзлых сильно валунистых забоев со скалистыми низами продольные свитера вместо пойнтов, пробивка которых становится практически невозможной, а отпалка малоэффективной (см. ниже).

Фактические величины производительности труда на отбойке, наблюдавшиеся в период растущего стахановского движения, таковы (табл. 10).

Т а б л и ц а 10

Характер работ	Производительн. забойщика в смену, м³	На 1 м³ песков приходится забойщиков-поденщиков
1. Отбойка в грунтах I и реже II класса при не скалистых низах и таком же полотне в Ленинском и Ороchonском управлениях Якутского треста (Алдан) в 1936 г. . . . .	24,6	0,04
2. Отбойка в вечномерзлых наносах IV класса, со скалистыми низами в среднем на высоту $\frac{1}{3}$ забоя и высокой валунистостью. Оттайка паром с применением вруба. Разбуривание вруба у 30% забоев производилось пневматическими бурами. Ленинское управление Лензолото . . . . .	От 10,9 до 12,3	От 0,09 до 0,08
3. Отбойка в талых, плотных, сильно глинистых и валунистых наносах IV класса, со скалистостью в среднем до $\frac{1}{2}$ забоя, при слабых верхах до 20% забоев, со слабым притоком воды (прииск Константиновский Лензолото, 1936 г.) . . . . .	От 4,2 до 5,3	От 0,24 до 0,19
4. Отбойка в таких же наносах, со скалистостью в среднем на $\frac{1}{3}$ забоя и устойчивой кровлей при средней валунистости. Бурение ручное (прииск Красноармейский Лензолото, 1936 г.) . . . . .	От 6,5 до 8,55	От 0,15 до 0,12
5. Отбойка в талых наносах IV класса, с большой валунистостью по забою, но незначительной скалистостью низов (прииск Сиреневый Светлого управления Лензолото, 1936 г.) . . . . .	От 7,22 до 10,40	От 0,14 до 0,096
6. То же, по прииску Мих.-Николаевскому Ленинского управления Лензолото 1936 г. . . . .	От 7,66 до 10,26	От 0,14 до 0,096
7. Плотные глинистые грунты IV класса, со значительной валунистостью и скалистыми низами в среднем на $\frac{1}{3}$ и до $\frac{1}{2}$ забоя. Кровля у 40% забоев слабая, требующая забивки крепи. До 15% всего числа забоев имели слабый приток воды (Артемовское упр. Лензолото, 1936 г.) . . . . .	От 4,10 до 4,78	От 0,24 до 0,21

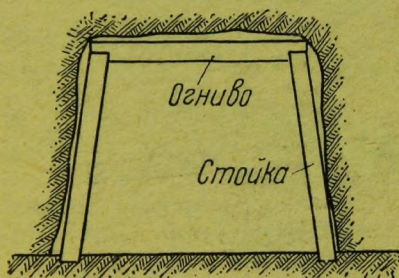


Стоимость отбойки в условиях данной организации труда зависит целиком от величины производительности труда, меняющейся в зависимости от характера наносов и рода выработки, и от величины тарифной ставки рабочего. Наиболее высокая стоимость отбойки будет при работе в мокрых забоях передовых штреков, где тяжелые и сложные условия проходки определяют невысокую производительность труда забойщиков при высокой тарифной ставке. Наоборот, отбойка в очистных выработках, не требующая задалживания рабочих высокой квалификации, дает высокую производительность, а отсюда и наиболее низкую стоимость единицы.

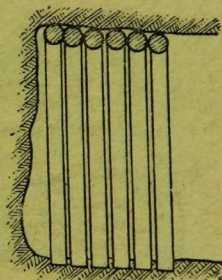
## § 5. КРЕПЛЕНИЕ ШТОЛЬНООБРАЗНЫХ ВЫРАБОТОК

Крепление штольнообразных выработок, к которым относятся все горные выработки по россыпи, может быть разделено на основное и вспомогательное.

Крепление при проходке в устойчивых крепких наносах с крепкой кровлей состоит из неполного дверного оклада — двух стоек и переклада (называемого на приисках «огнивом»), поставленных один к другому вплотную, практически без промежутков (фиг. 12, 13).



Фиг. 12. Крепление неполным дверным окладом.



Фиг. 13. Крепление неполным дверным окладом. Вид сбоку.

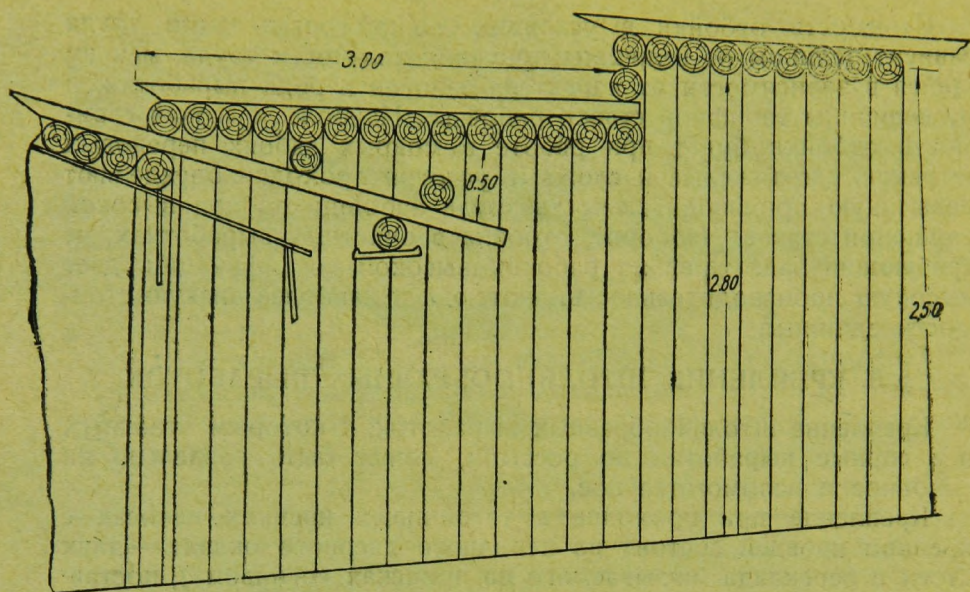
При проходке в наносах со слабыми породами в кровле основное крепление дополняется, кроме того, забивной потолочной крепью, или палями (фиг. 14).

При проходке в слабых неустойчивых наносах, особенно в наносах с притоком воды, основное крепление осложняется маскировкой, лобовой, боковой или простеночной или той и другой вместе, называемой в этом случае «маскировкой в ящик» (фиг. 15), которая дается в слабой или оплывающей части забоя и без которой проходка забоя невозможна.

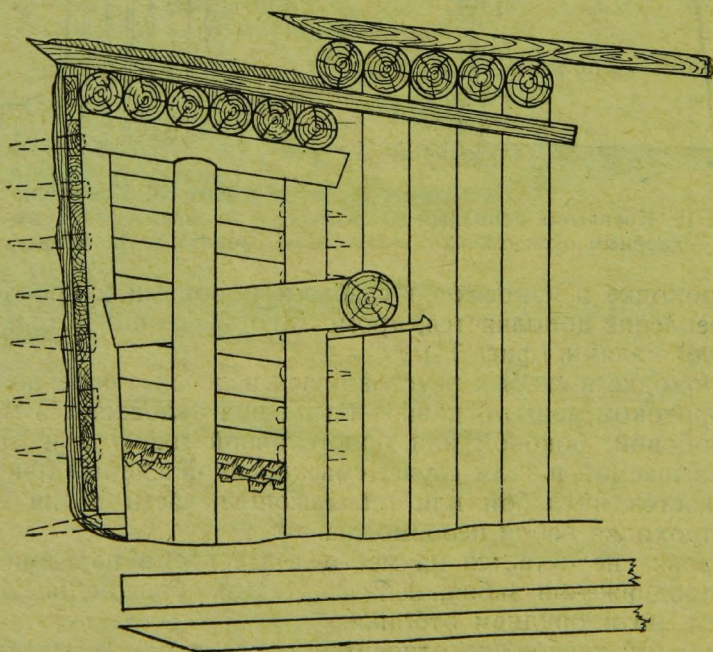
Маскировка не остается на месте, а все время передвигается по мере продвижения забоя, являясь, таким образом, не только креплением, но и орудием отбойки.

К основному креплению относится также и боковая забивная крепь, или боковые пали, набираемые при проходке в исключительно неустойчивых, сильно водоносных или сыпучих наносах.





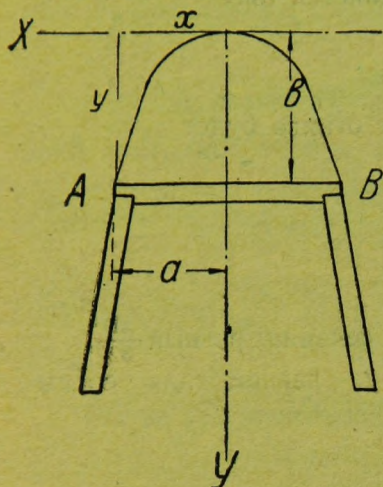
Фиг. 14. Крепление палыми.



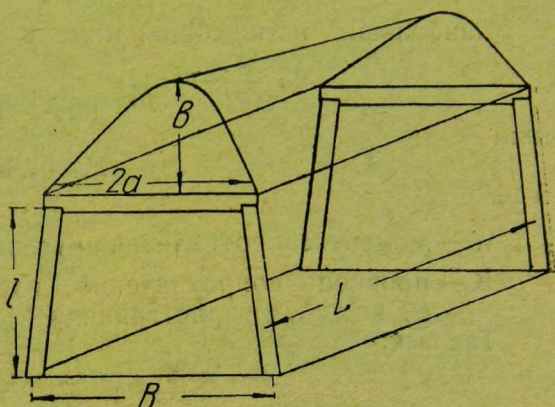
Фиг. 15. Маскировка в ящик.



**Расчет крепления в очистных выработках.** Прочные размеры основного крепления определяют расчетом, исходя из давления пород кровли. При определении величины этого давления для проходки штольни предполагается, что над выработкой образуется естественный свод, принимающий на себя целиком давление вышележащей толщи наносов. Таким образом на крепь штольни давит лишь **вес** объема породы, заключенной внутри свода и разбитой на куски (фиг. 16).



Фиг. 16. Схема распределения давления на крепление.



Фиг. 17. Схема определения объема свода.

По длине штольни такой свод имеет цилиндрическую форму, а по поперечному сечению — параболическую. Вследствие этого объем свода будет равен двум третям произведения площади основания на высоту (фиг. 17).

Уравнение параболы при начале координат в ее вершине:

$$x^2 = afy.$$

Площадь сечения равна

$$\frac{4}{3} ab,$$

где:

$b$  — высота свода,

$a$  — половина ширины свода в основании,

$f$  — коэффициент крепости.

Вес породы в объеме свода на 1 пог. см длины выработки равен:

$$\frac{4}{3} b \cdot a \cdot b.$$

Высота  $b$  принимается равной половине пролета выработки, деленной на коэффициент крепости породы, или:

$$b = \frac{a}{f}.$$

Удельный вес породы в массиве можно принять равным 2,5. Отсюда вес 1 см<sup>3</sup> породы составляет 0,0025 кг.



Таким образом давление на 1 пог. см длины штольни равно

$$P = \frac{a^2}{300i}.$$

Давящая сила  $P$  между двумя полудверными окладами с расстоянием между ними, равным  $L$ , определяется так:

$$P = \frac{a^2 L}{300i}.$$

Наибольший изгибающий момент для огнива будет

$$M = \frac{5}{16} Pa,$$

или

$$M = WK,$$

где:

$W$  — момент сопротивления круглого сечения, равный  $\frac{\pi D^3}{32}$ ,

$K$  — прочное сопротивление изгибу, равное для сосны 60 кг/см<sup>2</sup>, для лиственницы — 80 кг/см<sup>2</sup>.

Так как:

$$\frac{5}{16} Pa = \frac{\pi}{32} D^3 \cdot K,$$

то диаметр огнива для данного давления будет

$$D = 1,47 \sqrt[3]{\frac{Pa}{K}},$$

или

$$D = 0,22a \sqrt[3]{\frac{L}{i \cdot K}}.$$

Соответствующим образом диаметр стоек, работающих как на сжатие, так и на изгиб, определяется, исходя из следующих соображений: при приближенном определении продольного изгиба крепи можно пользоваться формулами поперечного изгиба, приняв изгибающий момент для стойки со свободными концами равным:

$$M = \frac{Pl}{80}.$$

Отсюда для стойки с закрепленным концом изгибающий момент увеличивается в четыре раза и определится как

$$M_1 = \frac{Pl}{20},$$

где:

$P$  — сжимающее усилие,

$l$  — длина стойки.

Одновременно с этим собственно момент поперечного изгиба будет

$$M_2 = Ql,$$



где:

$Q$  — сила, действующая на изгиб,

$l$  — длина стойки.

Вместе с тем для прочности стойки круглого сечения необходимо, чтобы момент сопротивления  $M$  был равен

$$M = WK.$$

Следовательно, суммарный изгибающий момент поставленной наклонной стойки  $M_1 + M_2$ , равный выражению  $\left(\frac{P}{20} + Q\right)l$ , должен быть равен моменту сопротивления  $M$ , т. е.

$$\left(\frac{P}{20} + Q\right)l = WK,$$

или

$$\left(\frac{P}{20} + Q\right)l = \frac{\pi D^3}{32} K.$$

Решая это уравнение, получаем величину диаметра стойки:

$$d = 1,30 \sqrt[3]{\frac{Pl}{K}},$$

или

$$d = 0,20 \sqrt[3]{\frac{Ll}{afK}}.$$

Для диаметра круглых затяжек получаем величину

$$d = 0,056 L \cdot \sqrt{\frac{a}{fK}}.$$

Во всех этих формулах

$P$  — давление на оклад, кг,

$2a$  — пролет выработки по потолку (длина огнива), см,

$l$  — длина стоек, см,

$L$  — расстояние между огнивами (между их центрами), см.

Так как неполные дверные оклады при проходке штольно-образных выработок в наносах и россыпях ставятся почти вплотную друг к другу, то расстояние между ними или, что то же самое, расстояние между центрами огнив  $L$  будет равно их толщине плюс 2—3 см на неплотность подгонки.

Давление свода для штольнообразных выработок разной ширины определится по формуле:

$$P = \frac{Q^2 L}{300f} \text{ кг.}$$

Значение величины  $P$  при различных коэффициентах крепости  $f$  приведено в табл. 11.



Т а б л и ц а 11

## Значения величины Р

Ширина штольни (2а), см	Величина Р, кг		
	при $f=0,5$	при $f=1,0$	при $f=1,5$
200	1 300	650	450
250	2 100	1 050	700
325	3 400	1 700	1 150
350	4 100	2 050	1 400
420	5 880	2 940	1 900

Соответственно этому диаметр огнив и стоек для штольно-образных выработок разного сечения может быть определен по табл. 12.

Т а б л и ц а 12:

## Величина диаметра стоек и огнив при различном сечении штольни и различных коэффициентах

Сечение штольни, см	Диаметр лиственнич- ных огнив, см			Диаметр лиственнич- ных стоек, см			Диаметр сосновых стоек, см		
	$f=0,5$	$f=1,0$	$f=1,5$	$f=0,5$	$f=1,0$	$f=1,5$	$f=0,5$	$f=1,0$	$f=1,5$
200×200	20,0	14,0	12,0	19,0	15,5	14,0	21,0	16,5	15,0
250×200	21,0	17,0	15,0	21,0	17,5	15,5	24,0	20,0	17,5
250×250	21,0	17,0	15,0	23,5	19,5	17,0	27,0	21,0	18,5
325×250	28,0	21,0	18,0	28,0	23,0	19,5	31,0	25,0	21,0
325×300	28,0	21,0	18,0	30,0	25,0	21,0	34,0	27,0	23,0
350×250	—	23,0	20,0	—	25,0	21,0	—	27,0	23,0
350×300	—	23,0	20,0	—	26,0	23,0	—	28,0	25,0
420×250	—	—	25,0	—	—	24,0	—	—	26,0
420×300	—	—	25,0	—	—	25,0	—	—	27,0

Для крепления подземных выработок в условиях Сибири применяются обычно лиственница, сосна, ель, кедр, пихта. При этом предпочтение обычно отдается лиственнице, причем сплошь и рядом этот ценный крепежный материал расходуется без видимой надобности даже там, где это по условиям прочности крепления не требуется; в данном случае играет роль укоренившаяся традиция.

В табл. 13 приводим данные о величине временного сопротивления различных пород леса различным элементарным усилиям, по Тетмайеру, и величине относительной крепости, по Джонсону.



## Сопротивление дерева различным усилиям

Породы дерева	Разрыв		Сжатие		Скалывание		Изгиб		Средняя относи- тельная величина сопротивления	Удельный вес дерева	Относительный удельный вес	Относительная крепость
	кг/см <sup>2</sup>	относитель- ная величина	кг/см <sup>2</sup>	относитель- ная величина	кг/см <sup>2</sup>	относитель- ная величина	кг/см <sup>2</sup>	относитель- ная величина				
Сосна . . . .	720	1,00	262	1,00	61	1,00	409	1,00	1,00	0,52	1,00	1,00
Ель . . . . .	602	0,84	276	1,06	63	1,03	435	1,06	0,98	0,48	0,92	0,92
Пихта . . . .	533	0,74	283	1,08	67	1,10	439	1,07	0,98	0,50	0,96	1,00
Лиственница	710	0,98	321	1,23	72	1,18	542	1,32	1,13	0,62	1,19	1,19
Бук . . . . .	1340	1,85	320	1,23	85	1,39	720	1,76	1,49	0,72	1,32	1,38
Дуб . . . . .	964	1,34	343	1,31	75	1,23	601	1,48	1,34	0,78	1,50	1,38

**Размеры очистного пространства.** Практически при проходке штолен (и вообще штольнообразных выработок по наносам) толщина леса, употребляемого на оклады, берется 20—22 см, так как более толстый лес вследствие своей тяжести неудобен при маневрировании в забое, работа же (особенно в неустойчивых породах) требует быстроты и гибкости выполнения отдельных рабочих процессов. Это обстоятельство является ограничивающим моментом при выборе ширины выработки, в зависимости от характера наносов.

Можно из опыта работы сделать следующие выводы:

1. При проходке штолен (вообще штольнообразных выработок) в условиях неустойчивой кровли, с коэффициентом крепости  $f < 0,8$  и особенно при наличии притока воды ( $f = 0,5$ ), ширина выработки не должна быть, как правило, больше 2,5 м вчерне, так как уже при этой ширине толщина леса оклада, практически возможного к употреблению в забое, не будет удовлетворять предельно допустимого сопротивления. Поэтому при ширине штольни 2,5 м вспомогательное (подхватное) крепление обязательно должно следовать непосредственно за продвижением забоя, так как этим уменьшается величина пролета 2а до 160—170 см и, следовательно, создаются нормальные условия прочного сопротивления оклада изгибающему и сжимающему усилиям.

2. В условиях проходки в наносах со средней крепостью кровли ( $f = 0,8—1,0$ ) ширина выработки не должна превышать 3,25 м, при этом так же, как и в первом случае, подхватное крепление должно следовать непосредственно за продвижением забоя. В случае же, если по техническим условиям ширина выработки должна быть от 3,25 до 4,20 м, непосредственно за продвижением забоя должны быть поставлены средовые подхваты.



3. При проходке выработок особое значение для прочности крепления имеет наименьшая высота раздавливающего свода. Это достигается сохранением связности пород кровли и предупреждением образования выше огнив пустот и куполов. Помимо нарушения связности пород кровли и увеличения величины раздавливающего свода, образование пустот может повлечь за собой возникновение динамических нагрузок на крепь, имеющих иногда молниеносный характер вследствие падения на крепь со свода купола больших масс породы. Особую опасность такие динамические нагрузки представляют при наличии в наносах кровли крупных валунов. В случае падения валунов на потолочную крепь, последняя может быть мгновенно раздавлена и разрушена, что повлечет за собой гибель выработки и людей. Поэтому при проходке штольнообразных выработок обязательным условием является заполнение свех огнив всех пустот, образовавшихся при проходке. Это заполнение достигается путем закладывания за огнива леса, чурakov и целых костров.

При наличии притока воды сверху должны быть созданы условия, предупреждающие вынос мелкого материала. Это достигается проклинкой, пучкованием и закладыванием сена в кровлю и свех огни, что обеспечивает возможность заиливания и образования водонепроницаемого или фильтрующего слоя. При проходке выработок с плывунами в кровле предотвратить этим способом образование пустот вследствие выноса не всегда удастся, и в практике известны многочисленные случаи последующего разрушения кровли вследствие падения со свода на крепь значительных масс породы или валунов.

При проходке выработок, пересекающих уже дренированные наносы речных террас, такие случаи почти исключаются, зато они часто наблюдаются при проходке штольнообразных выработок из шахт (квершлаг, штреки, просечки).

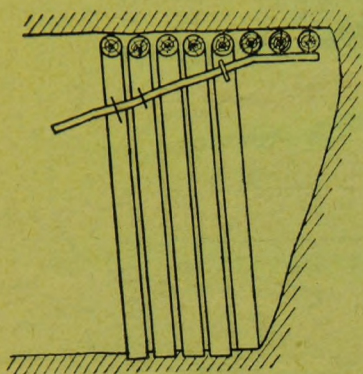
**Процесс крепления.** Крепление при проходке штолен и штольнообразных выработок осуществляется следующим образом. В условиях устойчивой кровли после подборки под огнива производится завешивание огнив на все подобранное пространство. Огнива первоначально подвешиваются на так называемые фальшивочные лома, представляющие собой прут из квадратного или круглого железа толщиной 40—50 мм и длиной 175—200 см. Вес фальшивочного лома 20—25 кг. Лома закрепляются на уже поставленных стойках с помощью фальшивочных и огневных скоб (фиг. 18, 19, 20). Фальшивочные скобы изготавливаются из 22-мм квадратного железа и весят 2,5—3,0 кг. Огневные скобы изготавливаются из 19-мм железа круглого или квадратного сечения и весят 2,0—2,2 кг.

Для предупреждения выскальзывания фальшивочной скобы последняя раскрепляется, смотря по удобству, или огневной, или так называемой упорной скобой, имеющей на одном конце рог, а на другом прямое острие (фиг. 21, 22). Упорная скоба изго-



товляется из квадратного железа толщиной 19—22 мм и весит 2,7—3,0 кг.

Огнивы должны быть плотно поджаты друг к другу с помощью ломика и во избежание последующего растягивания закреплены не менее чем двумя огнивыми скобами вразбежку (фиг. 23, 24).

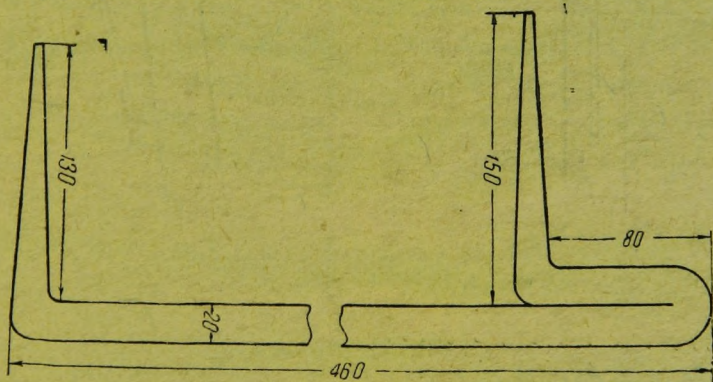


Фиг. 18. Подвеска огнив на фальшивочные лома.

При подвешивании огнив на фальшивках допускается одновременное подвешивание в условиях устойчивой кровли не более трех огнив и при слабой кровле — двух. Если по тем или иным техническим причинам необходимо до постановки стоек держать на фальшивках большее число огнив, чем это допускается, то они должны быть подкреплены посредине подушкой, опирающейся на временную стойку, называемую «мальчиком». В тех случаях, когда на фальшивках подвешивается пять-шесть огнив, вместо подушки заводится через круглую завершенную скобу

(фиг. 25) деревянная фальшивка (вага), опирающаяся на «мальчика».

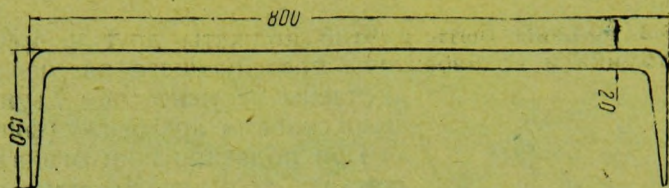
Огниво представляет собой круглое бревно толщиной 16—22 см, заделанное на обоих концах для соединения со стой-



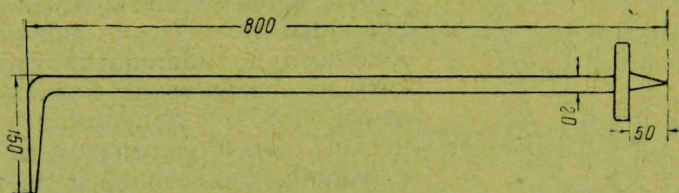
Фиг. 19. Скоба.

кой. Заделка огнива состоит в затеске лапы с обоих концов бревна (фиг. 26). Соединение огнива со стойкой показано на фиг. 27. В качестве материала для огнив при проходке штолен применяется исключительно лиственница. После подвешивания огнив производится постановка под них стоек, для которых предварительно выбираются прямки. Теоретическая глубина прямки для стоек определяется выражением  $h = \frac{0,3f}{f}$  м, где  $f$  — коэффициент крепости породы, в которой берется прямок.

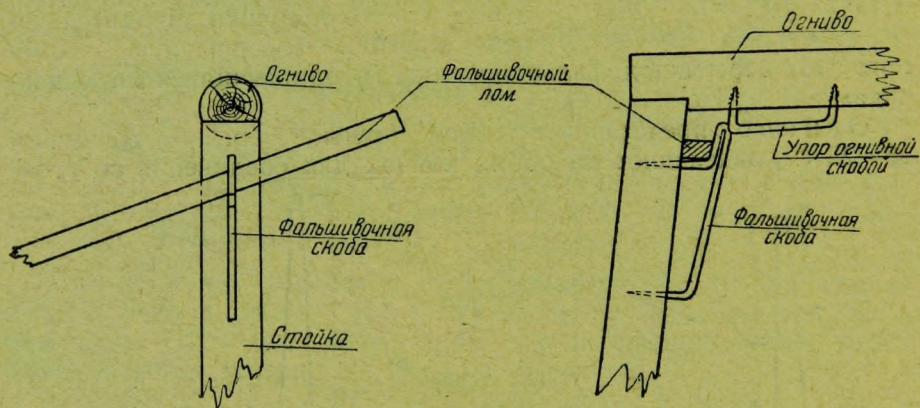




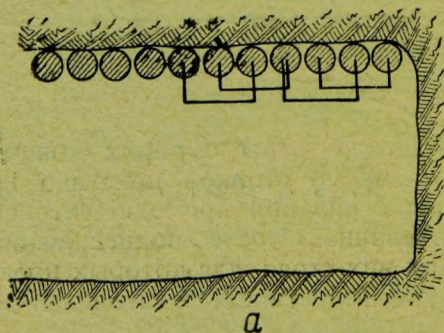
Фиг. 20. Скоба.



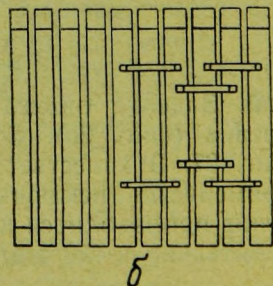
Фиг. 21. Упорная скоба.



Фиг. 22. Схема укрепления скоб.



Фиг. 23. Схема крепление скобами вразбежку.



Фиг. 24. Схема крепление скобами вразбежку.



При проходке штолен полотном являются обычно те же наносы, в которых проходится сама штольня, пока она не вырежется на россыпь или на породы, подстилающие россыпь. Глу-

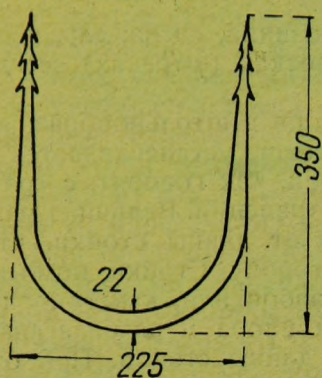
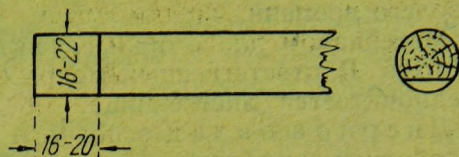
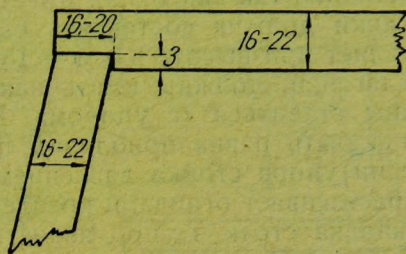


Рис. 25. Круглая завершенная скоба.



Фиг. 26. Огниво.



Фиг. 27. Соединение огнива со стойками.

бину прямков в зависимости от характера пород можно определить на основании следующих данных (табл. 14).

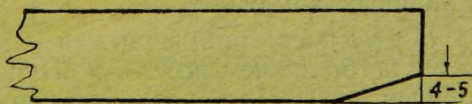
Т а б л и ц а 14

Коэффициент крепости породы	Глубина прямков, см	Коэффициент крепости породы	Глубина прямков, см
0,5	70	1,5	22
0,8	45	2,0	18
1,0	36	3,0	12

Практически при проходке штолен, полотно которых состоит из слабых наносов с коэффициентом крепости  $f$  меньшим 1,00, прямки для стоек делаются не больше 36 см, но подхваты в этом случае устанавливаются на прочных листовнических прогонах. В обычном галечно-глинистом или щебенистом сухом или сыром грунте прямки берутся глубиной 20—25 см.

Заделка стойки на конце, поддерживающем огниво, заключается в снятии фаски (фиг. 28).

На практике забойщики очень часто стесывают верхний конец стойки со стороны, обращенной внутрь выработки, почти на по-



Фиг. 28. Снятие фаски на огниве.



ловину длины стойки и на одну треть ее толщины. С этой традиционной формой обтески, которая преследует своеобразную красоту крепления, приходится обычно упорно бороться как с фактором, ослабляющим крепь и ведущим к ненужной затрате рабочего времени.

Материалом для стойки служит лиственница, сосна, ель, кедр и пихта. В ответственных мокрых выработках (штреках) всегда предпочитается лиственница.

Дверной оклад основного крепления в штольнообразных выработках, пройденных в целиках россыпи, устанавливается с некоторым наклоном стоек на сторону, или, как говорят, с «разбалаганкой», так как оклад имеет форму трапеции. Величина разбалаганки должна составлять около 7% от длины стойки, что составляет при высоте 2,0 м — 15 см на сторону. Стойки, помимо разбалаганки, должны иметь наклон от забоя или, как говорят, должны ставиться «с упором». Величина упора и разбалаганки должна быть равна приблизительно 7% длины стойки. При отсутствии упора стойка давлением кровли опрокидывается на забой, растягивает огнива, и крепление, таким образом, нарушается. Постановка стоек в упор является одним из основных требований правильного и надежного крепления в штольнях, штреках и выработках нарезки.

Стойки под огнива должны ставиться с загоном, т. е. так, чтобы огниво ложилось на стойку не свободно, а поджималось ею к кровле, чтобы достичь тем самым наименьшего ослабления кровли.

Очистные выработки крепятся несколько иначе от выработок, проходимых в целиках (штреки, нарезки). При выемке лент в стульях (система разработки длинными столбами) первая лента от борта проходится в целиках и крепится, как обычная штольнообразная выработка, неполным дверным окладом. Следующая лента (фиг. 29), имеющая с одной стороны отработанное пространство предыдущей ленты, крепится так, что один конец огнива опирается на стойку, устанавливаемую с разбалаганкой (не больше 3% длины стойки), а второй конец опирается на горизонтальную продольную крепь, называемую «мараказом», которая подпирается двумя вертикальными стойками (фиг. 30) — мальчиками.

До постановки стоек, мараказов и мальчиков огнива, как и в случае неполного дверного оклада, поддерживаются на фальшивочных ломах.

Мараказ, опирающийся обязательно на две стойки, ставится не более чем под 4—5 огнив (для мараказа берется лиственный лес). Постановка под мараказ, — хотя бы и короткий, поддерживающий только два огнива, — одной стойки категорически запрещается, так как в этом случае очень легко может иметь место перелом мараказа около точки опоры или выskalывание из-под него стойки.

Толщина мараказа обычно 15—17 см, толщина мараказных стоек 14—17 см. Толщина крепежного леса в очистных выработ-

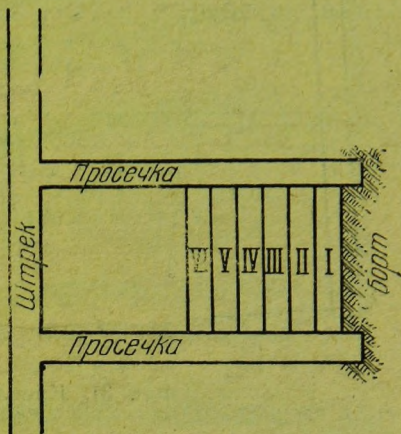


как обычно несколько меньше: огнива 14—16 см, стоек 13—15 см. В этом случае допускается применение различных пород леса как на огнива, так и на стойки вследствие непродолжительности срока службы очистных выработок, измеряемого обычно несколькими днями.

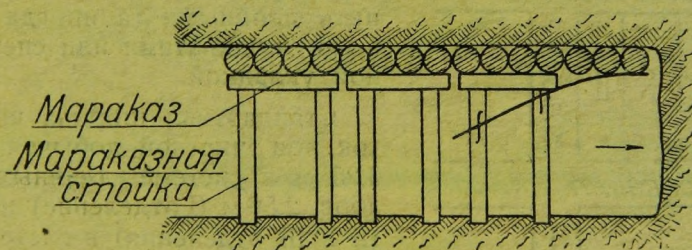
В соответствии с изложенными выше соображениями о прочности крепления штольнообразных выработок основное крепление в лентах усиливается постановкой подхватного крепления, что при уменьшении плеча создает нормальные условия работы огнива на изгиб (при стандартной ширине лент 3,2 м) и дает большую устойчивость мараказному креплению.

При подвешивании огнив в случае мараказного крепления процесс идет таким же образом, как и для неполного дверного оклада, причем одновременно не должно допускаться подвешивания на фальшивочных ломах более двух огнив. В противном случае впредь до постановки стоек и мараказного крепления под середину огнив, лежащих на фальшивках, должен быть подбит мараказ или подушка на мальчике.

Иногда, при устойчивой кровле, один конец огнив ленты длинного столба вместо мараказа заводится на огнива соседнего отделения — так называемое крепление с огнива на огниво (фиг. 31).



Фиг. 29.



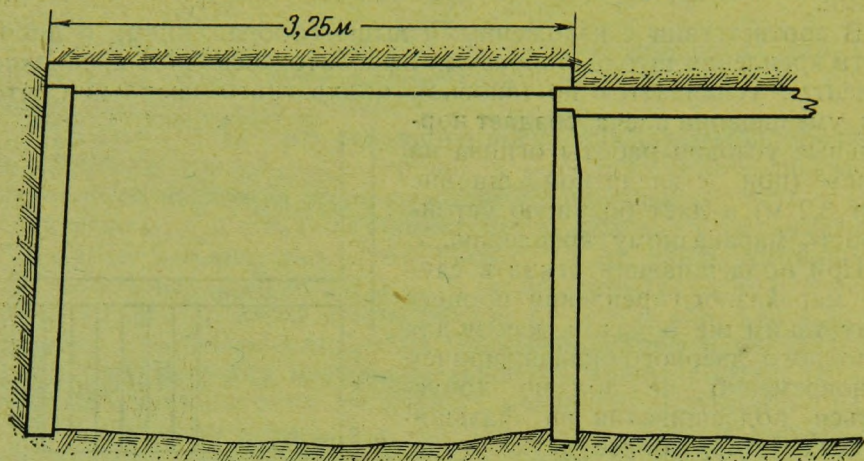
Фиг. 30. Мараказное крепление.

При отработке коротких столбов среднее отделение имеет с обеих сторон целики, а следующие два отделения — отработанное пространство (фиг. 32 и 33).

Первое отделение крепится неполным дверным окладом, как обычно в штольнообразных выработках, но с разбалаганкой не свыше 5%, а второе и третье отделения закрепляются только потолочной крепью, причем концы огнив заводятся на огнива штреков и I отделения. В соответствии с изложенными



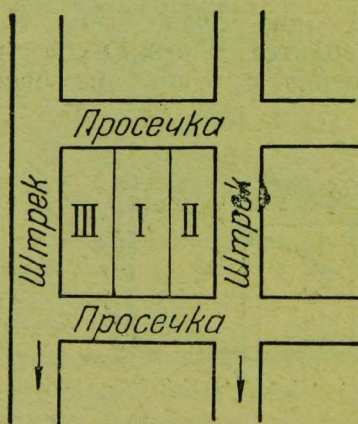
выше соображениями о прочности крепления штольнообразных выработок основное крепление I отделения стандартной ширины в 3,25 м усиливается — для создания нормальных условий



Фиг. 31. Крепление с огнива на огниво.

работы огнив на изгиб — вспомогательным подхватным креплением, чем длина плеча уменьшается до 1,0 м. Обычно, как мы

увидим ниже, в отработке короткими столбами среднее отделение стула и промежуточные штреки для достаточной прочности крепления необходимо крепить двойными (а иногда тройными) подхватами или специальной укладкой.



Фиг. 32. Схема отработки короткими столбами.

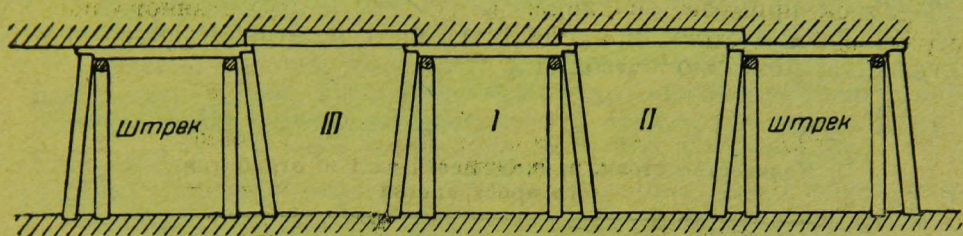
рядом параллельно пройденных горизонтальных выработок, закреплённых потолочной крепью, опирающейся на почти вертикально поставленные стойки неполных дверных окладов и вертикальные марказные стойки, усиленные вспомогательным подхватным креплением.

Следовательно, в отличие от крепления очистного пространства при разработке каменноугольных месторождений, крепление в очистном пространстве при разработке россыпей золота не распределяется равномерно по всей площади отрабо-



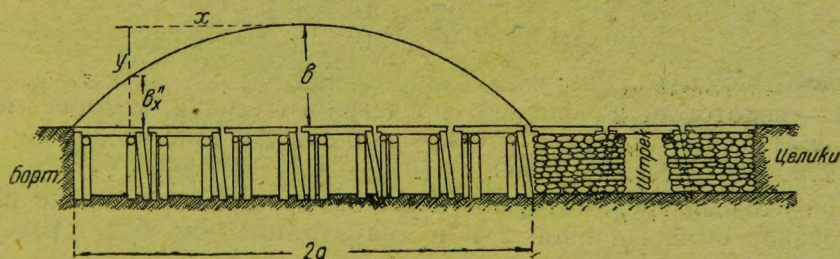
танного пространства, а представляет собой совокупность поставленных вплотную один к одному параллельных рядов неполных дверных окладов, у которых часть стоек заменена вертикальным мараказным креплением, и параллельных друг другу партий подхватного крепления (фиг. 34).

Закон распределения давления на крепь в условиях очистной добычи выражается в форме той же зависимости, что и для разобранных выше случая штольнообразных выработок в целиках.



Фиг. 33. Схема крепления при отработке короткими столбами.

При расчете крепления в случае очистных выработок за ширину выработок надлежит принимать расстояние по потолку выработанного пространства между двумя прочными опорами, которыми при разработке россыпей являются или борта россыпи, или целики пласта, оставленные специально или еще невынутые, или наконец, специально закрепленные особо прочным способом (каменной укладкой с деревянной связью).



Фиг. 34. Схема определения давления на стойку.

Установление величины этого расстояния между прочными опорами является одной из основных задач, определяющих сущность той или иной системы разработки.

Расстояние между опорами должно соответствовать прочности применяемого крепления и обеспечивать его сохранность на определенное время. Очистное пространство при разработке россыпей можно рассматривать как пространство, закрепленное параллельными рядами стоек с круглыми затяжками, которыми в данном случае являются огнива, поддерживаемые подхватами и мараказным креплением.



Расчет максимально допустимого пролета между прочными опорами надлежит поэтому вести, исходя из сопротивления стоек раздавливающему усилию при различных их диаметре и различной длине. Размеры стоек, определяющие расчетные величины, в очистных выработках по россыпям неоднородны, так как огневые и мараказные стойки при средней, наиболее часто встречающейся длине  $q$  2,0 м имеют диаметр 14—16 см (в среднем 15 см), тогда как подхватные стойки — 20—25 см при той же длине.

Количество стоек, приходящихся на 1 м<sup>2</sup> отработанного пространства, показано в табл. 15.

Т а б л и ц а 15

Количество стоек, приходящееся на 1 м<sup>2</sup> отработанного пространства

Назначение стоек	Длинные столбы	Короткие столбы
Подхватные . . . . .	0,4	0,15
Мараказные . . . . .	0,6	—
Огневые . . . . .	2,1	1,25

Величина ломающего усилия вертикально поставленной стойки будет равна:

$$P = K \frac{\pi d^2}{4} \cdot \frac{d}{l},$$

где:

$K$  — некоторый коэффициент предельного усилия, которое может выдержать стойка. Этот коэффициент для лиственницы равен 2200 и для сосны — 2000.

Предельный груз, который может выдержать вертикально поставленная стойка длиной 2 м и диаметром 15 см, будет равен для сосны:

$$P = \frac{\pi d^2}{4} \cdot 2000 \frac{d}{l} = 1570 \frac{d^3}{l} \text{ кг} = 1570 \frac{15^3}{200} = 26490 \text{ кг};$$

для лиственницы:

$$P = \frac{\pi d^2}{4} \cdot 2200 \frac{d}{l} = 1730 \frac{d^3}{l} \text{ кг} = 1730 \frac{15^3}{200} = 29190 \text{ кг}.$$

Запас прочности, который принимается при очистной выемке, обычно не превышает 3,5, ибо это крепление должно лишь задержать обрушение пород кровли до тех пор, пока не будет закончена выемка очистной ленты или группы очистных лент. Срок службы крепи в очистном пространстве исчисляется обычно днями, реже — десятками дней.



Прочное давление на вертикально поставленную стойку толщиной 15 см и длиной 2 м в условиях очистной выемки будет равно: для сосны 7570 кг, для лиственницы 8340 кг.

Соответственно для подхватной лиственничной или сосновой стойки, имеющей длину 20—25 см, предельное давление будет равно: для сосны 125000 кг, для лиственницы 135000 кг.

Прочное сопротивление подхватной стойки будет равно: для сосны 33000 кг, для лиственницы 38500 кг.

Следовательно, по прочности одна подхватная стойка соответствует примерно 4,5 мараказным стойкам той же длины.

Давление на одну стойку в очистном пространстве будет равно весу столба кусков породы, у которого основанием является площадь, приходящаяся на эту стойку, а высотой — высота давящего в этом месте свода.

Таким образом из уравнения кривой (фиг. 34) следует, что давление на одну стойку будет равно:

$$P_x = \frac{\delta}{n} b_x = \delta \frac{a^2 - x^2}{afn},$$

где:

$a$  — половина ширины очистного пространства между прочными опорами,

$f$  — коэффициент крепости породы кровли, принимаемый для бесвязных и малосвязных пород равным 0,5, для связных песков и слабо цементированных галечников — 1,0, для плотно слежавшихся цементированных сухих галечников, плотных моренных глин — 1,5, для полуталой вечной мерзлоты — 2,0 и для вечной мерзлоты — от 3 до 5,

$n$  — число стоек равной длины и сечения, приходящихся на 1 м<sup>2</sup> площади отработанного пространства.

Расчет надлежит вести по наибольшему давлению на среднюю стойку, т. е. при

$$P = \frac{\epsilon_a}{in}.$$

Стойки в очистных выработках применяются двух родов: огнивные и мараказные, толщиной в среднем 15 см, и подхватные толщиной 25 см.

Огнивными стойками, работающими одновременно на сжатие и изгиб, можно в расчете пренебречь, так как они имеют незначительное сопротивление раздавливающему усилию (около 400—600 кг на одну стойку). Следовательно, в очистных выработках усилие кровли отработанного пространства практически воспринимают стойки мараказного и подхватного крепления. Огнивные стойки обычно очень быстро ломаются и никакого значения для устойчивости выработок в очистном пространстве не имеют.



Распределение подхватных и мараказных стоек, воспринимающих усилие при посредстве продольных балок (подхватов и мараказов), поддерживающих огнива, можно для расчета принять равномерным по площади очистного пространства. Тогда, считая каждую подхватную стойку равной 4,5 мараказным, получаем из равенства  $P = \frac{q_a}{f_n}$  величину предельно допустимого пролета между прочными опорами:

а) Для слабой кровли ( $f = 0,5$ ) в длинном стуле при лиственничных стойках и при высоте выработки в 2,0 м

$$a = \frac{P_1 \cdot n}{\delta} = \frac{8340 \cdot 0,5 \cdot 3,1}{2500} = 5,0 \text{ м},$$

$$2a = 10,0 \text{ м}.$$

б) Для слабой кровли ( $f = 0,5$ ) в коротком стуле при лиственничных стойках и при высоте выработки в 2,0 м

$$a = \frac{8340 \cdot 0,5 \cdot 0,7}{2500} = 1,16 \text{ м},$$

$$2a = 2,32 \text{ м}.$$

в) То же для нормальной кровли ( $f = 1,0$ ) в длинном стуле:

$$a = \frac{8340 \cdot 1,0 \cdot 3,1}{2500} = 10,0 \text{ м},$$

$$2a = 20,0 \text{ м}.$$

г) То же в коротком стуле:

$$a = \frac{8340 \cdot 1,0 \cdot 0,7}{2500} = 2,32 \text{ м},$$

$$2a = 4,64 \text{ м}.$$

д) То же для крепкой кровли ( $f = 1,5$ ) в длинном стуле:

$$a = \frac{8340 \cdot 1,5 \cdot 3,1}{2500} = 15,0 \text{ м},$$

$$2a = 30,0 \text{ м}.$$

е) То же в коротком стуле:

$$a = \frac{8340 \cdot 1,5 \cdot 0,7}{2500} = 3,48 \text{ м},$$

$$2a = 7,0 \text{ м}.$$

Аналогично определяется и величина пролета между опорами при иной крепости кровли или для сосновых стоек. В соответствии с этим в табл. 16, 17 и 18 приведены значения ширины очистного пространства в различных условиях.



Т а б л и ц а 16

Предельная ширина пролета между опорами при системе разработки длинными столбами

Средняя высота выработки, м	Предельная ширина пролета 2а, м					
	f=0,5, бесвязные и малосвязные породы кровли	f=1,0, связные песчано-галеchno- глинистые грунты	f=1,5, плотно сле- жавшиеся, цемен- тированные га- лечники, морен- ные глины	f=2,0, полумерз- лый грунт	f=3,0, вечно- мерзлые пески, эфель	f=4,0, вечно- мерзлые галеч- ники
<b>Сосновые стойки</b>						
2,00	8,4	16,8	25,2	33,6	42,0	50,4
2,50	6,6	13,2	19,8	26,4	33,0	39,6
3,00	6,0	12,0	18,0	24,0	30,0	36,0
3,50	5,2	10,4	15,6	20,8	26,0	31,2
<b>Лиственничные стойки</b>						
2,00	10,0	20,0	30,0	40,0	50,0	60,0
2,50	8,0	16,0	24,0	32,0	40,0	48,0
3,00	7,0	14,0	21,0	28,0	35,0	42,0
3,50	5,8	11,6	17,4	23,2	29,0	34,8

Т а б л и ц а 17

Предельная ширина пролета между опорами при системе коротких столбов

Средняя высота выработки, м	Предельная ширина пролета 2а, м					
	f=0,5, бесвязные и малосвязные породы кровли	f=1,0, связные песчано-галеchno- глинистые грунты	f=1,5, плотные, слежавшиеся, це- ментированные галечники, морен- ные глины	f=2,0, полумерз- лый грунт	f=3,0, вечномерз- лые пески, эфель	f=4,5, вечно- мерзлые галеч- ники
<b>Сосновые стойки</b>						
2,00	2,12	4,24	6,36	8,48	10,60	12,72
2,50	1,60	3,20	4,80	6,40	8,00	9,60
3,00	1,40	2,80	4,20	5,60	7,00	8,40
3,50	1,20	2,40	3,60	4,80	6,00	7,20
<b>Лиственничные стойки</b>						
2,00	2,32	4,64	7,00	11,28	13,60	18,56
2,50	1,80	3,60	5,40	7,20	9,00	10,80
3,00	1,50	3,00	4,50	6,00	7,50	9,00
3,50	1,35	2,70	5,00	5,40	6,75	8,10



**Предельная ширина пролета между опорами при сплошной системе  
разработки (лавами)**

Длина стоек, м	Предельная ширина пролета 2а, м			Примечание
	Вечномерзлые породы кровли различной прочности			
	f=3,0	f=4,0	f=5,0	
Сосновые стойки				На 4 м <sup>2</sup> площади приходится одна стойка
2,00	4,50	6,00	7,60	
2,50	3,60	4,80	6,00	
3,00	3,00	4,00	5,00	
3,50	2,60	3,40	4,20	
Лиственничные стойки				
2,00	5,00	6,60	8,00	
2,50	4,00	5,30	6,60	
3,00	3,30	4,40	5,60	
3,50	2,80	3,70	4,80	

Таким образом при разработке длинными столбами в условиях слабой кровли ( $f=0,5$ ) предельная ширина очистного поля между прочными опорами незначительна. При большой мощности пласта — 3,0—3,5 м — ширина ограничивается всего 5,2—7,0 м. Это вызывает устройство — при отработке, закладке — соответствующего числа отделений при помощи каменной укладки с лесом. Например, при разработке шахты № 13 Мих.-Николаевского прииска Ленинского управления Лензолото при мощности пласта до 4,5 м отработка велась с закладкой выработок через одно отделение.

При работе в вечномерзлых грунтах предельные величины ширины поля отработки, показанные для системы длинных столбов в табл. 16, правильны только для случая, когда по условиям работ оттаивание пород кровли в процессе очистной добычи невозможно. Однако, в практике вследствие теплоотдачи протекающего по выработкам воздуха и влияния теплоты, излучаемой теми или иными приспособлениями для оттайки мерзлоты в забоях, породы кровли в той или иной мере оттаивают и приобретают, помимо соответствующей рыхлости талых наносов, еще и свойство отслаиваться по границе вечной мерзлоты. Поэтому при разработке вечномерзлых грунтов предельная ширина поля очистной выемки между прочными опорами не должна превышать величины, установленной для талого грунта данного литологического состава ( $f=1,0$  или  $f=1,5$ ).

Именно так обрабатывались вечномерзлые полигоны шахт № 1 и № 2 Нининского прииска и шахт № 4 и № 7 Маловарва-



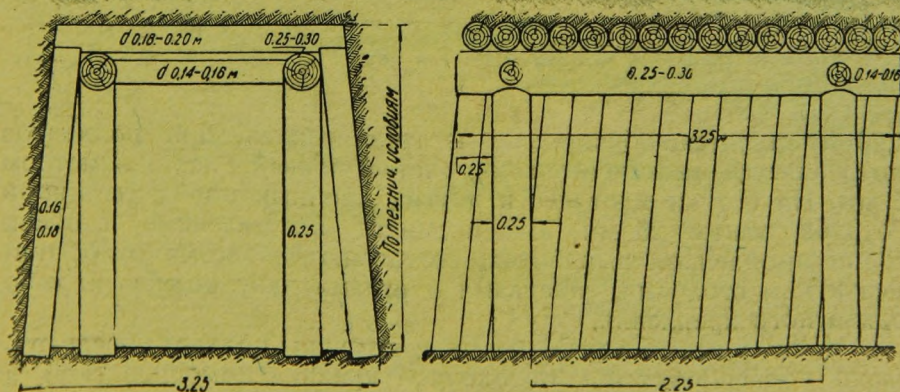
ринского прииска Ленинского управления Лензолото и др., причем все явления раздавливания крепи, характерные для талого грунта, наблюдались и в отработке этих шахт.

При разработке короткими столбами, имеющими обычно ширину 8,0—9,0 м только в условиях вечной мерзлоты (при коэффициенте крепости не меньше 3,0), наступает момент, когда предельная ширина поля отработки становится равной ширине столба и, следовательно, создаются условия, позволяющие отбатывать столб полностью на всю ширину. Эти условия создаются только для мощности пласта не свыше 2,5 м. Поэтому в практике разработки россыпей система коротких столбов первоначально получила при работах в вечной мерзлоте широкое распространение. Ширина стула обычно не превышала 8,0—9,0 м.

При разработке талых россыпей короткими столбами для создания условий, допускающих отработку столба, возникает необходимость постановки в среднем отделении стула усиленного крепления — двойного подхватного при коэффициенте  $f = 1,5$  и тройного при  $f = 1,0—0,5$ .

Однако в этих условиях крепление обходится весьма дорого, а прочность его в случае залегания пород кровли, допускающего их сползание, становится ненадежной. Например, в шахтах №№ 6, 7, 8 Ороченского управления Якутзолото, отработанных в таликах короткими столбами с креплением промежуточных штреков и средних отделений двойным и тройным подхватным креплением, произошла подвижка пород кровли по тонкому слою пластичных глин над огнивами с отрывом всей 10-метровой толщи наносов от целиков. Крезь всего отработанного пространства молниеносно опрокинулась, и все выработки погибли.

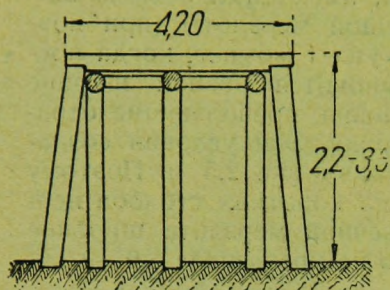
В практике разработки россыпей короткими столбами средние отделения и промежуточные штреки закрепляются обычно каменной укладкой с прокладкой лесом и лишь частично с двойным и тройным подхватным креплением. Таким образом получается, что между опорами ширина отработанного поля равна одному отделению или 2,35—3,25 м.



Фиг. 35. Обыкновенный подхват.

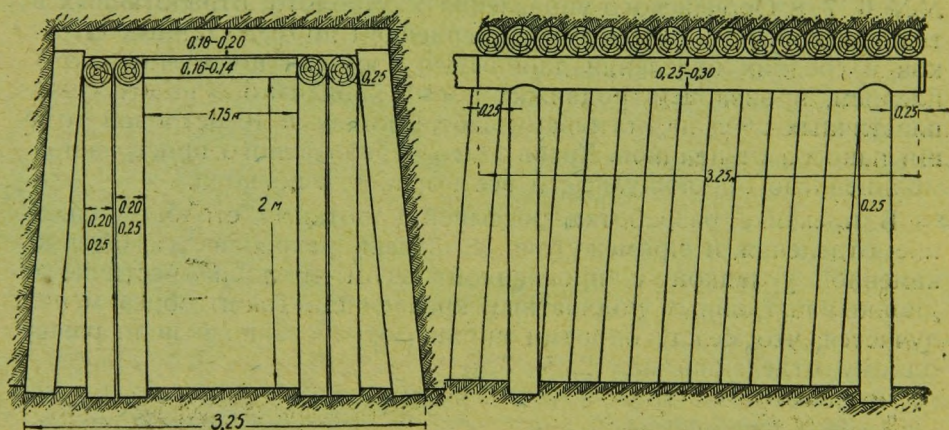


Подхватное крепление является главнейшей формой вспомогательного крепления, направленного к созданию при данной ширине выработки нормальных условий прочности огневой крепи. Различают подхваты обыкновенные (фиг. 35), середовые (фиг. 36), двойные и тройные (фиг. 37), раковые (фиг. 38), обыкновенные стропильные (фиг. 39) и сложное стропильное подхватное крепление (фиг. 40, 41).



Фиг. 36. Середовый подхват.

Подхваты для удобства эксплуатации имеют длину, равную принятой стандартной ширине очистной выработки. Наиболее употребительная длина подхватов 3,25 м, соответствующая наиболее употребительной ширине забоев. Такой длины подхват обычно ставится на двух стойках, а в специальных условиях, при ослабленной кровле ( $f = 0,5$ ), обязательно на трех стойках. При разработке мерзлых россыпей очень часто ширина забоев принимается равной 4,2 м, соответственно этому изменяется и длина подхватов. Длинные подхваты



Фиг. 37. Двойной подхват.

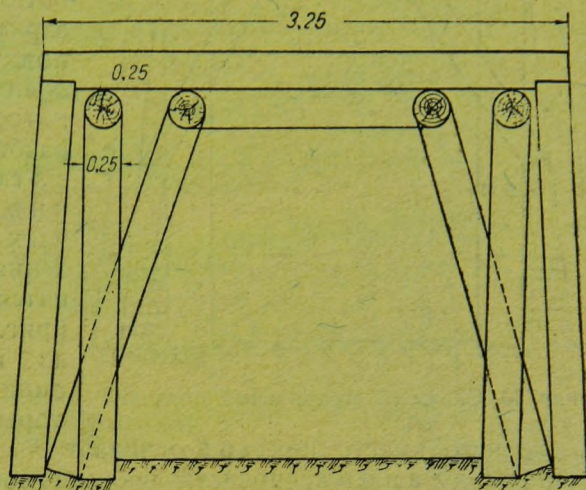
(4,20 м) ставятся обязательно на трех стойках. Для подхватов употребляется исключительно лиственный лес диаметром 25 мм. На стойки идет лес и других хвойных пород толщиной в отрубе также 25 мм. Два подхвата, поставленные с обеих сторон пройденной выработки, составляют со всеми относящимися к ним столбами, заделками и иглами одну полную партию подхватного крепления.

При постановке подхватного крепления подхват предварительно подвешивается к потолочной крепи с помощью скоб, а затем под него загоняется ударами балды стойка, плотно при-



жимающая подхват к огнивам. Стойки и подхват обязательно скрепляются с дверными окладами скобами, а противоположные подхваты обязательно раскрепляются расстрелами или, как говорят, развандручиваются для предупреждения их опрокидывания внутрь выработки.

Наибольшее сопротивление раздавливающему усилию оказывает стойка, находящаяся в вертикальном положении. Наклонное положение стойки в несколько раз уменьшает ее прочность. Поэтому совершенно необходимо, чтобы подхватные стойки стояли по отвесу, независимо от положения подхвата, который иногда имеет некоторый уклон в зависимости от расположения потолочной крепи.

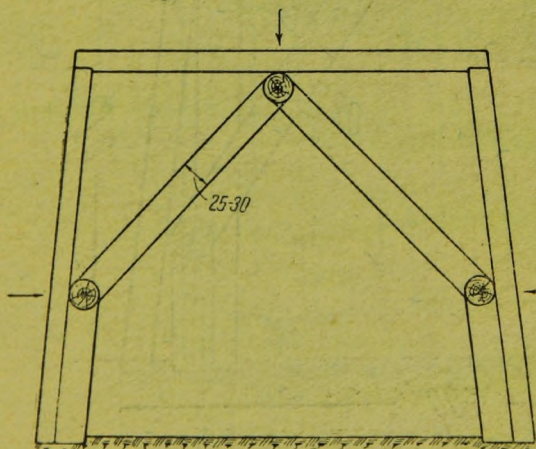


Фиг. 38. Раковый подхват.

Если подхват вследствие неровности крепления кровли не может быть плотно подогнан к потолочной крепи, пустоты обязательно заполняются загоняемыми в них заделками.

Глубина прямков для подхватов определяется по формуле  $h = \frac{0,36}{f}$ . При крепости полотна, когда  $f$  не превышает 0,8,

подхваты обычно ставятся не в прямки, а на прогоны (фиг. 42).



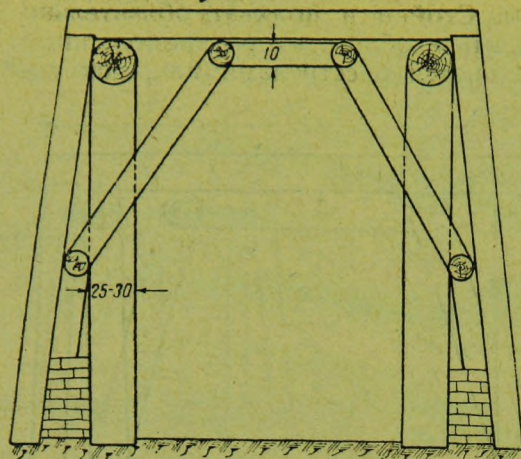
Фиг. 39. Обыкновенный стропильный подхват.

Крепление с середовыми подхватами применяется обычно в выработках широкого сечения (4,20 м) как эксплуатационных, так и капитальных, предназначенных для двухколейных откаточных путей.

Стропильное крепление применяется обычно только в выработках капитального характера шириной 3,50 м, предназначенных для двухколейных откаточных путей, а также иногда и в капитальных выработках шириной 4,20 м, когда по



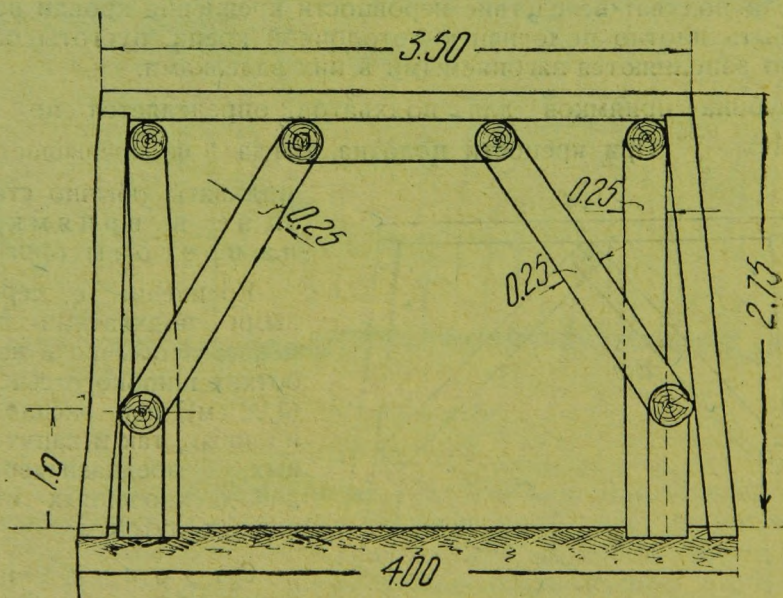
техническим условиям невозможна постановка середовых подхватов.



Фиг. 40. Сложный стропильный подхват.

Крепление при разборке забоев из какой-либо выработки заключается в предварительной постановке подхватного крепления с обеих сторон выработки, из которой предполагается разборка. Подхваты обязательно развандручиваются. Иногда в случаях очень большого давления кровли подхват ставится на трех столбах (фиг. 43). Разборка состоит из последовательной выемки огневых стоек, которые обычно вырубаются,

после чего вместо них под огнива подвешивается так называемый подлапник, представляющий собой лиственную крепь толщиной 20 см, по длине равную ширине разбираемого забоя, устанавливаемую на двух вертикальных стойках диаметром в отрубе также 18—20 мм (фиг. 44).

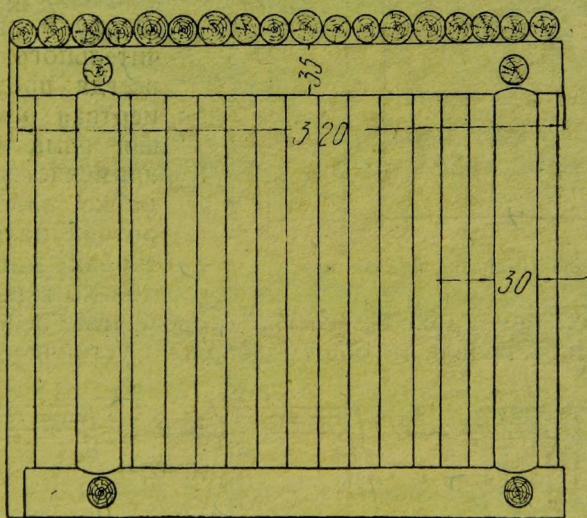
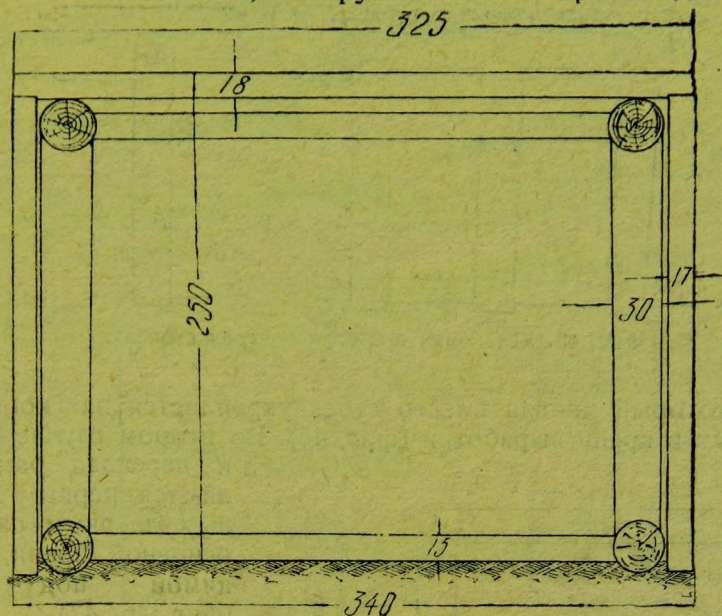


Фиг. 41. Сложный стропильный подхват.

После этого производится работа по проходке разобранного забоя в соответствии с характером его грунта.



В условиях неустойчивой кровли с притоком воды сверху ( $i=0,5$  и меньше) вместо одного подхвата предварительно ставятся двойные подхваты, а вырубание стоек производится посте-



б

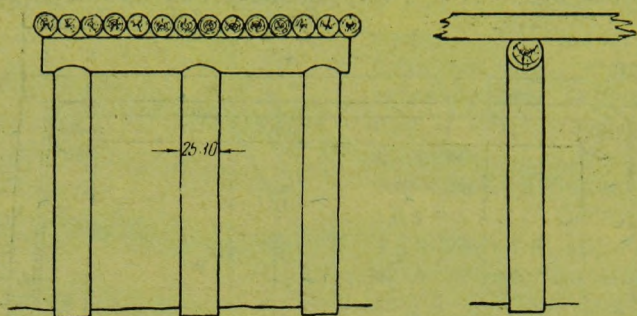
Фиг. 42а и б. Установка подхватов на прогон.

пенно с промаскировкой открываемой поверхности забоя, после чего подвешивается подлапник и набирается забивная крепь.

**Забивная крепь и маскировка.** Забивная крепь может быть потолочная и боковая. Основанием забивной крепи является



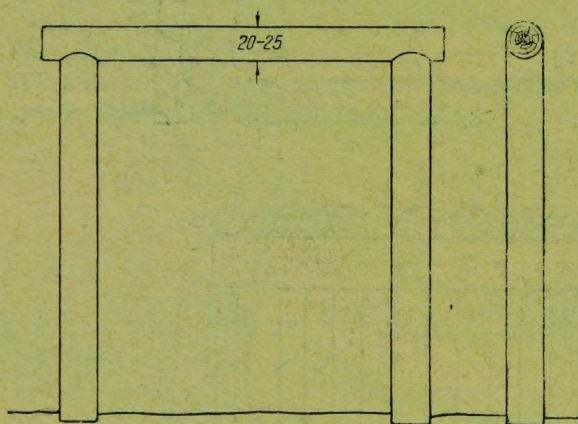
рама. Различают рамы временные и рамы мертвые, или постоянные. В первом случае рама состоит из временных стоек и пере-



Фиг. 43. Установка подхвата на трех столбах.

клада, который иногда вместо стоек укрепляется на скобах, забиваемых в крепь выработки (фиг. 45). Во втором случае стойки

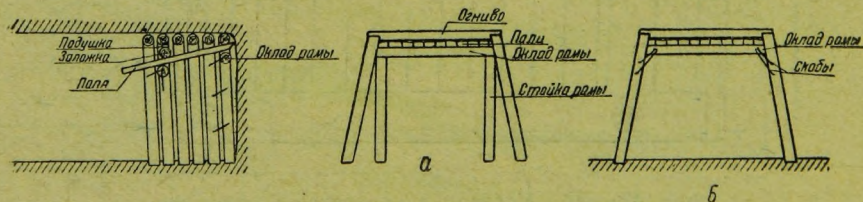
и переклад рамы являются первым неполным дверным окладом основной крепи, заводимой под пали (фиг. 46, 47).



Фиг. 44. Подвеска подлапника.

При проходке в условиях притока воды сверху и наличии значительного давления всегда предпочитается мертвая рама. Временная рама на стойках применяется при разборке забоев на коротких палях. Рама на скобах применяется только в неотвествен-

ных случаях, при проходке слегка ослабленных небольшим навалом участков кровли, в общем довольно устойчивой ( $f=0,8$ ).

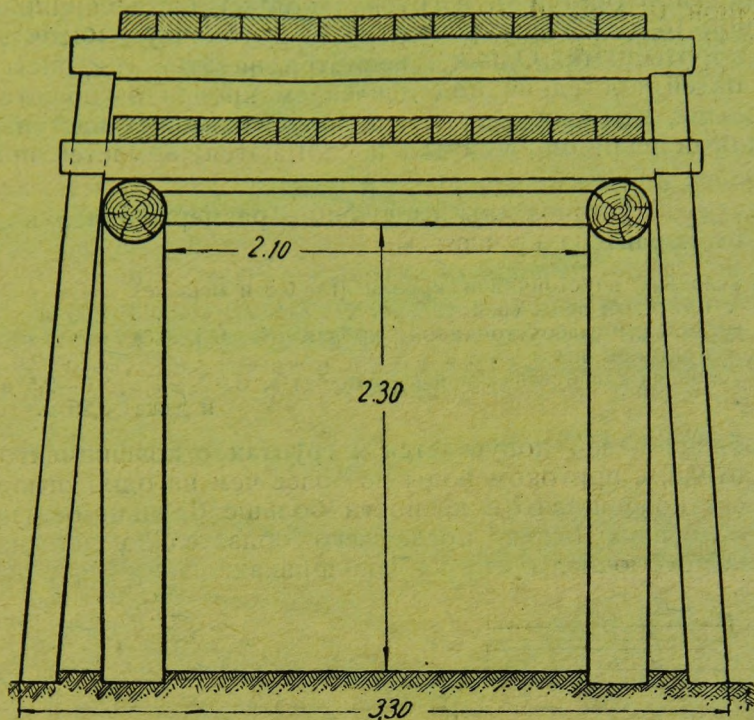


Фиг. 45. Схема установки забивной крепи.

Пали набираются под некоторым углом к плоскости кровли или стен забоя. Величина угла зависит от той высоты забоя, которую желательно получить к концу пробивки набора палей.

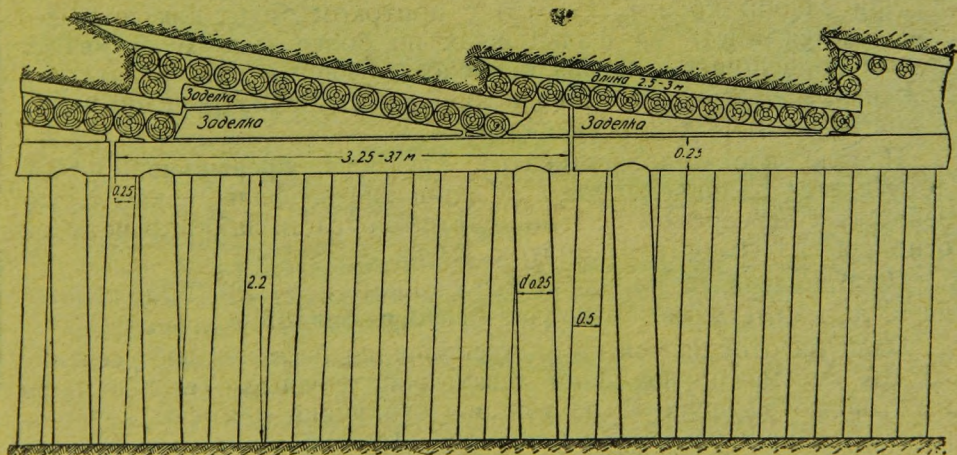


Обычно для длинных палей этот угол не может быть больше  $15^\circ$ , так как иначе прокатывание породы под концы палей становится



Фиг. 46. Заложка.

невозможным, а пробивка их затруднительной. При боковых палях угол их наклона к плоскости стенки забоя обычно не превышает  $10^\circ$ .



Фиг. 47. Забивка палей.

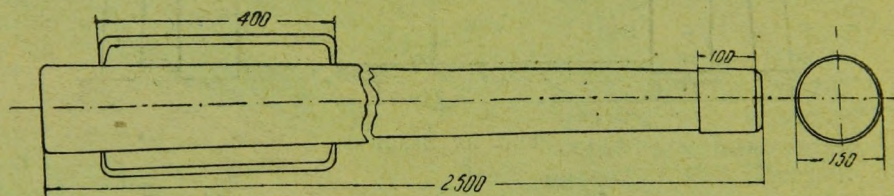


Давление кровли при пробивке палей стремится их опрокинуть. Это опрокидывающее усилие воспринимается так называемой заложкой (фиг. 46), изготовляемой из лиственничной крепи толщиной 16,0 см и раскрепляемой в потолочную крепь небольшими коротышами. Однако, несмотря на это, в процессе пробивки палей последние под давлением кровли загибаются вниз тем больше, чем они длиннее, и, наконец, может наступить момент, когда пали опрокинутся и сломаются; ломается при этом и рама.

Практикой установлены следующие размеры палей в зависимости от характера кровли:

В условиях неустойчивой кровли ( $f = 0,5$ и меньше)	
с притоком воды сверху . . . . .	1,50 м
В условиях слабоустойчивой кровли ( $f = 0,5-0,8$ )	
с притоком воды . . . . .	1,75—2,0 м
В условиях слабоустойчивой кровли без воды . . . . .	2,0—2,5 м
и даже	3,25 м.

Пробивка палей допускается в грунтах с коэффициентом крепости до 0,8, с притоком воды не более чем на одно огниво, при грунтах с коэффициентом крепости больше 0,8 или без притока воды — до двух огнив, после чего обязательно должна быть заведена потолочная крепь на фальшивках.



Фиг. 48. Барец.

При слабой кровле ( $f = 0,5$ ) с притоком воды, как правило, допускается иметь на фальшивках не более одного огнива. В случае подвешивания на фальшивках до двух огнив обязательно должна быть заведена деревянная фальшивка на круглой скобе с постановкой под нее мальчика.

При кровле с коэффициентом крепости, превышающем 0,5, допускается одновременное подвешивание на фальшивках с усилением их деревянной фальшивкой на круглой скобе до четырех огнив, в зависимости от притока воды.

Пробивка палей производится барцем (фиг. 48), положенным на иглу, или, если не позволяет место, — балдой.

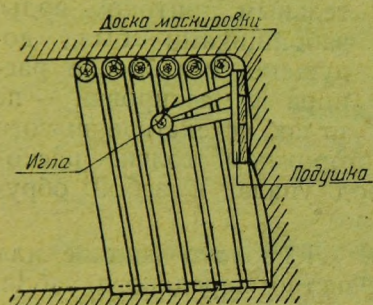
Пали изготовляются из лиственничного леса и имеют сечение  $10 \times 6$  см. Различают пали тесаные и пиленные. Тесаные пали изготовляются вручную из тонкого огнивника и имеют к заостренному концу некоторое уширение (1,0—1,5 см на всю длину), что не дает возможности при пробивке палям заклиниваться и позволяет забивать их на полную длину.



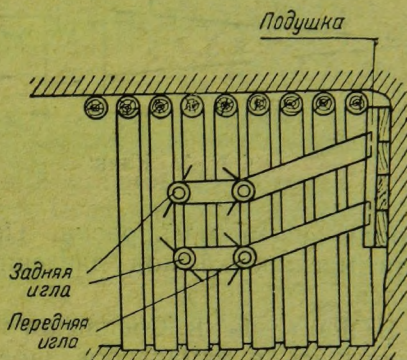
Пиленые пали имеют по всей длине одинаковое сечение и при работе могут заклиниваться. Это заставляет отдавать предпочтение в работе тесаным палям, так как их большая стоимость перекрывается экономией на полноте использования и количестве наборов. Пали набираются скошенной поверхностью заостренного конца вниз.

Маскировка обычно или сопровождает работу с забивной крепью или применяется совершенно самостоятельно. Сущность ее заключается в том, что вертикальная поверхность забоя укрепляется досками, поддерживаемыми расколотами. В свою очередь расколоты упираются в иглы, заведенные между стойками уже закрепленной части выработки (фиг. 49).

Для маскировки употребляют доски различной длины, в зависимости от удобства манипулирования ими, сечением  $50-60 \times 150-175$  мм. Заведенная в забой доска маскировки предварительно раскрепляется упорной скобой, прямой конец которой с



Фиг. 49. Схема маскировки.



Фиг. 50. Поддержка маскировки двумя иглами.

буртиком загоняется в доску, а загнутый — в стойку закрепленного пространства или в иглу. Когда поверхность забоя на всю его ширину замаскирована, упорные скобы заменяются деревянной подушкой, нажимающей на доски маскировки, распертой расколотом в иглу.

При значительном притоке воды давление на маскировку бывает настолько сильным, что ординарные иглы, изготавливаемые из лиственничного леса толщиной 16—20 см, ломаются. В этом случае в практике маскировка обычно поддерживается двумя иглами, из которых задняя раскреплена расколотами с передней и воспринимает от нее на себя давление (фиг. 50).

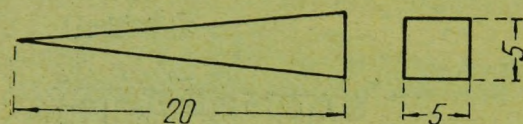
Маскировка передвигается постепенно, причем доски вырубаются по частям, порода осторожно выбирается или уплотняется клиньями с сеном и пучками хвои и снова заводится кусок доски, соответствующий вырубленному отверстию. Когда таким образом пройдено пространство, равное целой доске, отдельные кусочки маскировки заменяются целой доской, раскрепляемой, как ука-



зано выше. Так идет весь процесс продвижения вперед всей замаскированной части забоя.

При проходке в породах с притоком воды и с коэффициентом крепости  $f = 0,5$  и меньше маскировка обязательно сопровождается проклинкой с пучками хвои. Проклинка имеет целью уплотнить разжиженную породу, пучкование — предупредить или уменьшить вынос мелких частиц породы и образование пустот. Клинья изготавливаются из любого леса и имеют размеры, приведенные на фиг. 51. Пучки изготавливаются из пихтовой или кедровой хвои.

Проходка с забивной крепью при одновременной маскировке и проклинке представляет собой наиболее сложную и серьезную работу, требующую высокой квалификации и искусства забойщиков. Зачастую, несмотря на это, все же происходят аварии, которые могут повлечь за собой при малейшей оплошности человеческие жертвы. Например, в шахте № 1 Якутзолото при



Фиг. 51. Клин.

работе в сплошь замаскированном забое высотой 3,50 м, с незначительным притоком воды, забойщиками было допущено ослабление распора маскировки на иглах вследствие выноса

породы из-за маскировки. При неосторожном толчке раскола маскировка под давлением пород упала, и забой обрушился.

В шахте № 8 Софийского прииска Лензолото жидкие ила прорвались в замаскированное пространство передового забоя. Несмотря на проклинку, пучкование и высокую квалификацию забойщиков, давление пород начало ломать маскировку и иглы. Шахтное поле, имевшее простирание свыше 1000 м, в несколько часов было занесено илами до огнив.

**Крепление укладками.** Крепление укладками состоит из закладки выработок камнями, причем лицевая сторона укладки выводится с прокладкой лесом или хворостом (фиг. 52). Длина прокладываемых обрезков леса или слоя хвороста — 1,0 м. При высоте укладки 2,5 м слоев леса или хвороста должно быть не менее трех, причем лес укладывается перпендикулярно к стенке укладки. Укладка выводится таким образом, чтобы поверхность ее выходила заподлицо с внутренней стороной подхватных столбов, т. е. чтобы подхват полностью опирался на укладку. Для плотности подгонки укладки к подхвату верхний ряд делается из леса с загонкой его под подхват вплотную.

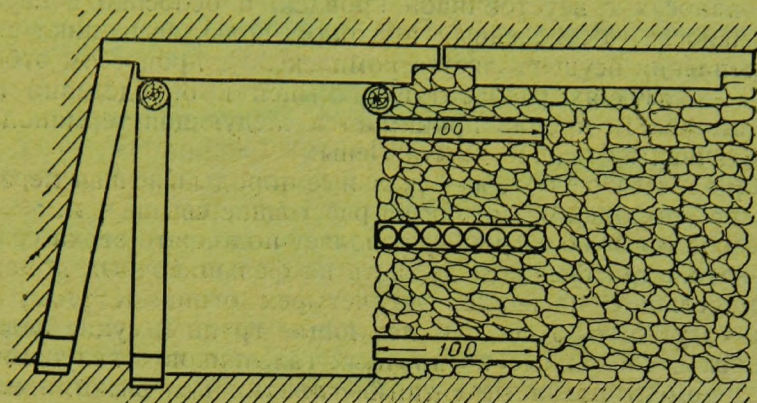
Подхватные столбы после укладки должны быть обязательно вырублены, так как иначе при осадке кровли они ломаются и выворачивают при этом укладку, разрушая ее.

Укладка вдоль капитальных штреков в ответственных случаях производится обязательно с прокладкой лесом; во всех остальных случаях — в коротких столбах, вспомогательных штреках



и пр. — вместо леса для удешевления укладки может допускаться прокладка хворостом или хвоей.

**Крепление кострами.** Крепление кострами применяется при разработке вечной мерзлоты лавами и заменяет собой укладки. Сущность способа показана на фиг. 53.

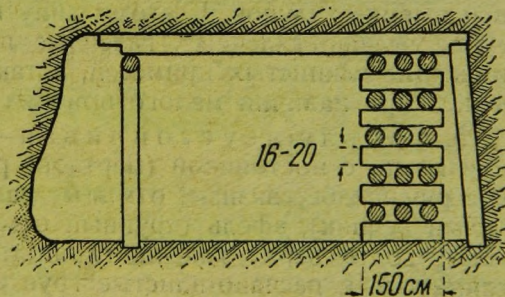


Фиг. 52. Крепление укладками.

Костровая крепь, являясь прочной опорой, от которой исчисляется ширина очистного пространства, обычно переносится после удаления забоя на расстояние, превышающее установленные лимиты.

### Организация труда и расход рабочей силы на крепление

В условиях прежней организации труда процесс забойного крепления составлял неразрывную часть комплексного процесса забойной работы и выполнялся всеми рабочими забойной бригады. В этом случае на крепление уходило в среднем 15—17% чистого рабочего времени забойной бригады. В самостоятельный рабочий процесс выделялось только производство вспомогательного крепления — подхватного и укладок.



Фиг. 53. Крепление кострами.

В условиях стахановской организации труда производство забойного крепления осуществляется в общем случае специальными рабочими — крепильщиками — и отделено от процесса отбойки. Однако и здесь условия безопасности в большинстве случаев не позволяют выделять процесс крепления целиком в самостоятельный и независимый от отбойки процесс. Только при работе в наносах с крепкой кровлей и в коренных породах возможно полное отделение



процесса крепления от процесса отбойки, тогда как в наносах с плотной устойчивой и слабоустойчивой кровлей часть крепления — подвешивание потолочной крепи (огнив) — не может быть отделена от процесса отбойки и входит в обязанность рабочих забойного звена — забойщика и его подручного. При работе в наносах с неустойчивой кровлей, и особенно в неустойчивых наносах, ослабленных притоком воды, весь цикл забойного крепления осуществляется комплексно с процессом отбойки.

Во всех случаях разработки россыпей в определении понятия устойчивости кровли принимается следующая терминология, разработанная на основе опыта Лены:

1. Кровля крепкая — скальные породы и вечная мерзлота. Возможна проходка без огнив на расстояние свыше 1 м.

2. Кровля плотная — позволяет подбирать верха сразу не менее чем на три огнива и держать на фальшивочных ломах без вспомогательных мальчиков до четырех огнив. К этому типу кровли могут быть отнесены следующие группы: сухие ледниковые морены, сложенные из плотных галечников с валунами или без них, цементированные вязкими глинами или вязкими илами; вязкие плотные глины или вязкие ила с валунами или без них; волглая вечная мерзлота.

3. Кровля устойчивая — допускает в сухом состоянии подборку по одному-два огнива с немедленным их подвешиванием. На фальшивках без мальчиков может быть подвешено не свыше двух огнив. Сюда могут быть отнесены сухие песчано-галечные, галечные и песчаные грунты, цементированные глиной (так называемые связные речники, связные пески).

4. Кровля слабоустойчивая — легко осыпается от удара, и работа без забивной крепи требует большой осторожности. Обычно рекомендуется легкая забивная крепь из досок на временной раме и частичная маскировка. Последняя обязательна при выемке валунов. К этому типу кровли могут быть отнесены сухие песчано-галечные, галечные и песчаные грунты, почти не имеющие глинистых примесей, а также и грунты, перечисленные в п. 3 при наличии малого притока воды.

5. Кровля неустойчивая — требует применения забивной крепи с постоянной (мертвой) рамой. Сюда относятся сухие совершенно бесвязные, отмытые галечники (так называемый горелый речник), эфель (крупный отмытый песок), мокрые, с притоком воды сверху, галечно-глинистые, галечно-илистые, песчано-глинистые и песчано-илистые грунты, ила (пльвуны).

Процесс забойного крепления в общем случае складывается из операций заделки крепежного леса, подноски его к забою, подвешивания огнив, взятия приямков и постановки стоек. Кроме того, в специальных случаях забойное крепление пополняется забивной крепью и маскировкой.

В условиях стахановской организации труда заделка крепежного леса, спуск его в шахту и подноска с шахтового лесного склада к месту работы производятся специальными рабочими — крепододелами и лесогонами. И только при небольшом объеме ра-



бот допускается совмещение операций спуска леса с доставкой его к забоям. Для достижения наибольшего уплотнения рабочего времени крепыльщика лес должен быть доставлен на расстояние, не превышающее 10 м до места работы. Заделка крепежного леса производится на поверхности до спуска его в шахту специальными рабочими.

Производительность труда крепыльщика на постановке забойного крепления при ширине забоя от 2,5 до 3,25 м и высоте от 2,0 до 3,0 м зависит от толщины крепежного леса и количества дополнительных операций, сопровождающих крепление. Как правило, размер (толщина) крепежного леса зависит от назначения выработки и характера кровли; в ответственных выработках (штреки, нарезка) требуется лес большего диаметра, чем в очистной добыче. Равным образом в условиях крепкой и плотной кровли крепление является несложным процессом; тогда как в условиях устойчивых и малоустойчивых наосов требуется маскировка и забучивание пустот над огнивами и за стойками. Нормы выработки на подвешивание огнив в соответствии с новейшим нормировочником золотой промышленности определяются в следующем размере (табл. 19).

Т а б л и ц а 19

**Нормы выработки на подвешивание огнив за 6-часовую рабочую смену. Состав работы: подвеска огнив, забивка скоб, маскировка над огнивами**

Характер кровли	Норма выработки в штуках			Норма выработки в м <sup>3</sup> поставленной древесины		
	нарезка и штреки	отработка длинным ступом	отработка коротким ступом	нарезка и штреки	отработка длинным ступом	отработка коротким ступом
Крепкая и плотная .	69	72	73	4,8	4,7	4,75
Устойчивая . . . . .	54	54	60	4,0	4,0	4,00

Аналогично этому определяются и нормы выработки на постановку стоек (табл. 20).

Углубка прямков нормируется в зависимости от крепости грунта, и величина нормы на одного крепыльщика устанавливается для нарезки в грунтах V класса в 152 штуки и в грунтах VI—IX классов — в 53 штуки. Соответственно для отработки устанавливаются 257 и 90 штук прямков, причем в среднем глубина прямков принимается для нарезки в 10 см и для отработки — в 6 см.

Производство подхватного крепления осуществляется специальными бригадами подхватчиков, причем численный состав бригады обычно зависит от размера применяемого леса, а следовательно, и от рода выработки, в которой произво-



Состав работы: а) постановка стоек, подчистка простенка, обрезка стойки, снятие стойки, постановка стойки, заскабливание стоек, маскировка простенков; б) приготовление мараказа и стойки, постановка стойки, забивка скоб

	Норма выработки в штуках				Нормы выработки в м³ поставленной древесины			
	I и II классы		III и IV классы		I и II классы		III и IV классы	
	стой- ки	мара- казы	стой- ки	мара- казы	стой- ки	мара- казы	стой- ки	мара- казы
Нарезка и штреки . . . .	52	—	45	—	2,7	—	2,4	—
Отработка длинным и ко- ротким стулом . . . .	63	23	52	23	2,7	2,3	2,4	2,3

дится крепление. При постановке подхватов в штреках и просечках обычный состав бригады — четыре человека, а при креплении очистных выработок — лент длинного и короткого столбов — три человека. В условиях стахановской организации труда крепежный лес для подхватного и забойного крепления доставляется к месту работы не далее чем на 10 м специальными рабочими-лесогонами.

Производительность труда подхватчиков в основном зависит:

а) от высоты выработки, в которой ставится подхватное крепление,

б) от размера крепежного леса,

в) от условий работы (мокрые или сухие работы).

Для условий стахановской организации труда, когда подноска леса и приямков для столбов осуществляется специальными рабочими, производительность труда подхватчика в соответствии с принципами новейшего нормировочника золотой промышленности определяется следующими величинами (см. табл. 21).

Для перехода, в случае необходимости, к исчислению нормы выработки в штуках подвешенных подхватов, поставленных столбов или загнанных заделок можно пользоваться показанными в таблице величинами толщины крепежного леса, применяемого в данных условиях, и соответствующими им величинами объема древесины крепи. Объем наиболее часто встречающихся размеров подхватного леса таков (в м³):

Подхваты длиной 3,25 м и толщиной в отрубе . . .	30 см	—0,275
„ „ 3,25 „ „ „ . . .	28 „	—0,240
„ „ 3,25 „ „ „ . . .	26 „	—0,205
„ „ 3,25 „ „ „ . . .	24 „	—0,175
„ „ 3,25 „ „ „ . . .	22 „	—0,140
„ „ 3,25 „ „ „ . . .	20 „	—0,115
„ „ 3,25 „ „ „ . . .	18 „	—0,093



Состав работы: подвешивание подхвата, подгонка и постановка столбов с заделкой их впаз, изготовление и загонка заделок клиньев, развандручивание подхватов

Условия работ	Высота выработки (длина столба) в м						Толщина применяемого подхватного леса в отрубе, см
	до 2,5	2,75	3,00	3,25	3,50	3,75	
	в м³ плотной массы древесины						
1. Постановка подхватов или отдельных элементов подхватного крепления в основных мокрых штреках с неустойчивой или слабой кровлей и в таких же просечках . . . . .	2,3—2,6	1,6—1,8	1,2—1,3	1,0—1,15	8—0,95	0,7—0,8	26—30
2. То же, в основных штреках, пройденных в вечномёрзлых грунтах и таликах с устойчивой кровлей, а также во всех вспомогательных штреках со слабым притоком и сухих . . . . .	2,5—2,7	1,75—1,90	1,30—1,45	1,10—1,20	0,90—1,0	0,75—0,85	24—25
3. То же, в просечках, пройденных в вечномёрзлых наносах или в таликах с устойчивой кровлей . . .	2,7—2,9	1,90—2,05	1,45—1,55	1,20—1,30	1,0—1,05	0,85—0,90	22—24
4. То же, в лентах при очистной добыче . . . . .	3,0—3,10	2,10—2,20	1,60—1,65	1,30—1,35	1,10—1,15	1,08—1,10	18—20



Столбы	длиной	2,5 м	и толщиной	"	"	"	"	30 см	—0,205
"	"	2,5	"	"	"	"	"	28 "	—0,180
"	"	2,5	"	"	"	"	"	26 "	—0,154
"	"	2,5	"	"	"	"	"	24 "	—0,130
"	"	2,5	"	"	"	"	"	22 "	—0,107
"	"	2,5	"	"	"	"	"	20 "	—0,087
"	"	2,5	"	"	"	"	"	18 "	—0,071
Столбы	длиной	2 м	и толщиной	"	"	"	"	30 "	—0,165
"	"	2	"	"	"	"	"	28 "	—0,144
"	"	2	"	"	"	"	"	26 "	—0,123
"	"	2	"	"	"	"	"	24 "	—0,103
"	"	2	"	"	"	"	"	22 "	—0,084
"	"	2	"	"	"	"	"	20 "	—0,065
"	"	2	"	"	"	"	"	18 "	—0,056

При увеличении длины столба свыше 2,50 м постановка подхватов значительно усложняется, так как возникает необходимость в сооружении прочных полатей и приспособлений для под'ема подхватов к потолочной крепи. Поэтому производительность труда резко падает (табл. 22).

Стоимость подхватного крепления в каждом отдельном случае зависит от стоимости рабочей силы (зарботной платы) и крепежного леса, причем последняя — стоимость крепежного леса — является одним из наиболее существенных элементов стоимости крепления. Чрезвычайное разнообразие стоимости материалов, зависящее от условий доставки лесных материалов, исключает возможность установления каких-либо единых средних величин стоимости подхватного крепления.

Нормы выработки и производительность труда на заготовке разных видов и сортов крепежного леса за 8-часовой рабочий день приведены в табл. 22.

Т а б л и ц а 22

Нормы выработки на заготовке крепежного леса

Характер работы	Длина леса, м	Норма выработки в смену, шт.	
		на Лене	на Алдане
Огнива с заделкой лап . . . . .	4,25	46	60
	3,50	53	70
	3,20	65	80
Стойки . . . . .	3,70—3,50	107	140
	2,85—2,50	90	155
	2,15	128	170
Теска палей из нарезанного мате- риала . . . . .	3,20	17	23
	2,85	19	25
	2,15	25	33
То же, из половинника . . . . .	3,20	30	40
	2,85	35	47
	2,15	40	53
Распиловка бревен на подхваты и столбы . . . . .	3,20	60	80
	2,50	52	92
	3,15	75	100



В обязанность рабочих на заделке крепежного леса входит и складывание его в табор.

Количество кубических метров крепежного леса, расходуемого в выработках, пропорционально площади сечения выработки и составляет на 1 м<sup>2</sup> сечения:

Для штольнеобразных выработок в устойчивых породах при креплении неполным дверным окладом . . . . .	0,16
То же, в слабых породах кровли при крепком полотне . . .	0,22
То же, при слабой кровле и слабом полотне . . . . .	0,24
Для квершлагов в борта . . . . .	0,16
Для выработок в длинном стуле . . . . .	0,11
Для выработок в коротком стуле . . . . .	0,06—0,07

Наиболее употребительными размерами леса являются (при правильно организованном лесном хозяйстве) такие, при которых отношение длины крепи к квадрату диаметра в отрубе (  $\frac{l}{d^2}$  ) выражается следующими цифрами (в см):

#### По роду крепи

Для огнива . . . . .	0,9
„ стойки . . . . .	0,8
„ подхватов . . . . .	0,6
„ подхватных столбов . . . . .	0,6
„ стоек . . . . .	0,7

#### По роду выработок

Для огнив:		Для подхватов:	
штреки . . . . .	0,7	штреки . . . . .	0,5
просечки . . . . .	0,7	просечки . . . . .	0,6
отработки . . . . .	1,0	отработки . . . . .	0,6
Для стоек:		Для подхватных столбов:	
штреки . . . . .	0,6	штреки . . . . .	0,4
просечки . . . . .	0,7	просечки . . . . .	0,5
отработки . . . . .	0,9	отработки . . . . .	0,6

Приведенные соотношения основаны на наблюдениях, произведенных в Ленском районе за время с 1923 по 1936 г.

Общая стоимость основного и вспомогательного креплений в основном зависит от стоимости лесных материалов франко-шахта, которая чрезвычайно сильно различается в разных районах в зависимости от условий снабжения крепежным лесом. Кроме того, стоимость основного и вспомогательного креплений зависит и от рода выработки, так как этим определяется самый объем крепления и расход рабочей силы на его производство. Наконец, стоимость основного крепления зависит и от производительности труда рабочего, а следовательно, и от условий грунта и работы, определяющих эту производительность. Поэтому дать какие-либо средние цифры по стоимости крепления выработок для всех случаев невозможно.

## § 6. ОТКАТКА, ДОСТАВКА, ПОДЪЕМ

Способы и средства откатки и подъема при разработке россыпей в целом не имеют каких-либо специфических особенностей.



В золотодобыче применяются все основные виды откатки, существующие в горной технике, о которых подробно говорится в специальных курсах и руководствах по этому вопросу. Поэтому мы ограничимся общим изложением способов откатки и под'ема, применяемых при разработке россыпей, и характеристикой их экономических показателей.

Рудничная доставка имеет целью транспортировать добытый материал с места работы к месту назначения. Последним в случае разработки россыпей является обычно рудничный двор под'емной шахты с присоединенным к нему промывальным прибором или промывальный прибор, устроенный отдельно, независимо от под'емного сооружения, или, наконец, отвал пустой породы.

Откатка охватывает в случае разработки россыпей и удаление продуктов промывки, что не менее важно, чем собственно рудничная откатка.

Основной задачей при эксплуатации россыпей является такая организация работ, при которой металл извлекается из россыпи наиболее полно. Для достижения этой цели прежде всего необходимо, чтобы себестоимость эксплуатации была возможно ниже и обеспечивала, таким образом, извлечение песков с максимально низким содержанием металла.

Процесс откатки, доставки и под'ема при разработке россыпей мускульным способом составляет в себестоимости продукции одну из основных слагающих. Поэтому выбор средств и способа откатки и организации ее в данных технико-экономических условиях составляет одну из главнейших задач при решении вопроса как о наивыгоднейшем способе вскрытия месторождения, так и о наивыгоднейшем размере шахтного поля (или системы разработки при открытых работах).

Для правильной организации откатки важно соблюдать следующие правила:

1. Возможно больше сократить количество перевозимой массы, прибегая к отделению полезного ископаемого от пустой породы на месте работ (для россыпей — валунов, пустых промежутков), которая может быть употреблена на закладку внутри шахты (или разреза).

2. По возможности делать доставку независимой от очистных работ. Это правило очень важно при разработке россыпей большими шахтными полями.

3. Избегать переполнения и перегрузки в пути откаточных сосудов.

4. Направлять вагонетки по кратчайшему и наиболее удобному пути.

5. Придавать каждому из откаточных путей по возможности равномерный под'ем или уклон.

Откатка песков при подземном (и открытом) способе работ обычно распадается на две стадии. Первая стадия — это откатка из забоя на некоторое, как правило, незначительное расстояние в пределах выемочного участка. Эта стадия откатки составляет часть процесса забойной работы. Вторая стадия — соб-



ственно доставка к стволу шахты или промывальному прибору, производимая независимо от забойной работы и ни в какой мере не связанная с ней.

При незначительных размерах шахтных полей (до 250 м на шахту) или небольших разрезах вторая стадия откатки начинается уже после под'ема или же ее совершенно не бывает, если под'ем дает пески сразу на промывку. В этом последнем случае пески из забоя подаются забойными рабочими-откатчиками прямо к месту назначения — в рудничный двор — и отсюда поднимаются непосредственно на промывальный прибор.

В первой стадии откатки, в пределах выемочного участка, до сих пор применялся обычно мускульный труд человека: ручная откатка в тачках по деревянным выкатам или в вагонетках по рельсовым путям. В последнее время начинает широко применяться и механическая откатка с помощью транспортеров и шахтовых скреперов.

Во второй стадии откатки, за пределами выемочного участка, при разработке россыпей подземным способом наиболее часто применяются способы откатки в вагонетках лошадьми или с помощью различного рода двигателей, главным образом, электрических. В некоторых случаях разработки с большой выгодой могут быть применены для доставки транспортерные устройства ленточного типа, а иногда (особенно при удалении продуктов промывки) ковшевого типа.

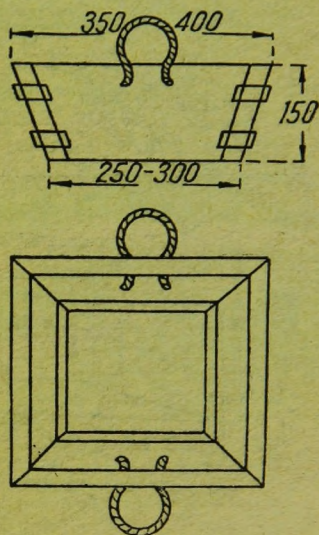
На мелких старательских работах в некоторых случаях применяется ссыпание песков по крутонаклонному скату. Иногда этот же способ практикуется и на крупных хозяйственных работах, при доставке песков из штолен на промывальный прибор (если этому благоприятствует рельеф местности).

Откаточные сосуды, применяемые при разработке россыпей, довольно разнообразны по своей конструкции.

#### А. Откаточные сосуды, передвигаемые волочением

Простейшим видом откаточного сосуда этого типа является так называемый наваленьник или таска (фиг. 54).

Наваленьник представляет собой деревянный, расширенный сверху ящик с веревочными петлями; употребляется обычно при небольших старательских работах и является одновременно и под'емным сосудом (бадьей). В этом случае наваленьник цепляется петлями за крюк под'емного каната. Вместимость наваленьника 30—35 кг (около 0,03 м<sup>3</sup>).



Фиг. 54. Навальник или таска.

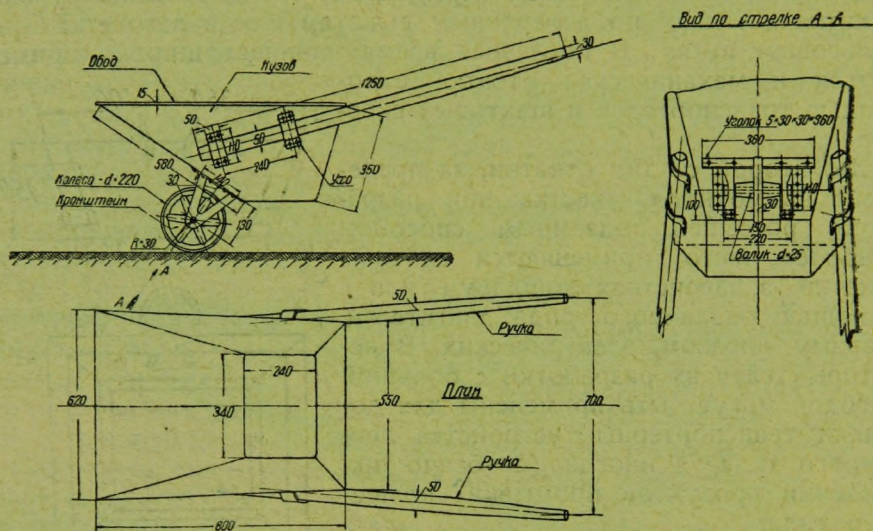


### Б. Откаточные сосуды, передвигаемые на колесах

Таковыми откаточными сосудами являются тачки, таратайки и вагонетки.

Тачки являются простейшим и широко распространенным откаточным сосудом. При разработке россыпей применяются как деревянные, так и металлические тачки.

Обычная, деревянная тачка имеет вместимость около 100 кг, практически от 60 до 70 кг (0,05—0,055 м³). Собственный вес тачки около 25 кг. Такого рода тачки удобны, главным образом, в разрезах, хотя широко применяются и при подземных работах.



Фиг. 55. Тачка.

При больших работах гораздо более удобны металлические тачки, изготавливаемые из 2-мм листового железа и отличающиеся большей емкостью, прочностью, дешевизной и удобством в обращении (фиг. 55). Емкость такой тачки до 140 кг, практически от 85 до 100 кг (около 0,07 м<sup>3</sup>). Собственный вес тачки около 30 кг.

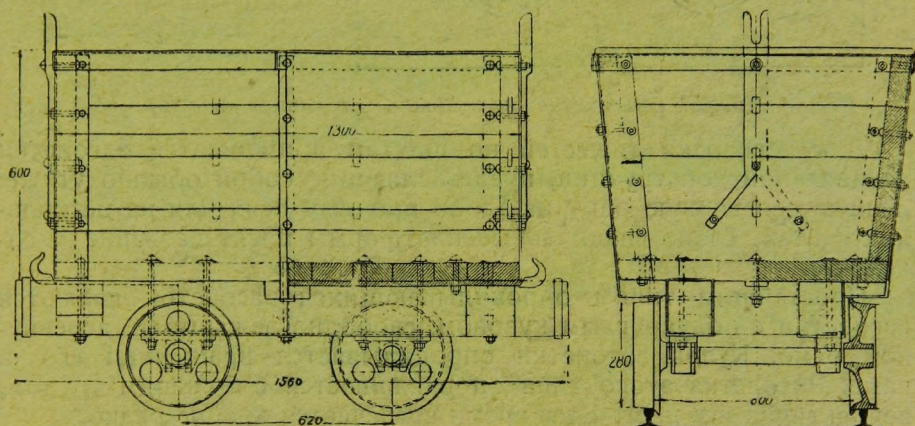
Основными требованиями, предъявляемыми к тачке, являются: а) правильное размещение центра тяжести нагруженной тачки, что обеспечивает тачке в поднятом состоянии положение, близкое к положению равновесия, и, значит, наиболее продуктивную работу откатчика; б) правильная конструкция подшипников, обеспечивающая их прочность и легкость вращения оси (всякого рода вставные подшипники на болтах являются менее удобными); в) прочность лобовой части днища, где приклепываются стойки (серьги) подшипников, является обычно наиболее слабым местом всего прибора; г) жесткость конструкции тачки, что достигается у железных тачек устройством полого гнутого обода по всему верхнему краю корпуса.



Таратайки, употребляемые для перевозки породы лошадьми по грунтовым дорогам, являются более сложным откаточным прибором. Таратайка представляет собой полукруглый короб, насаженный на железный вал 50-мм квадратного сечения. На концах вала заделаны шейки, на которых насажены колеса. Вместимость таратайки около 400 кг (примерно 0,2 м<sup>3</sup>).

Таратайки применяются преимущественно при разработке месторождений открытым способом как один из основных способов откатки. При разработке подземным способом таратайки применяются иногда на отвозке продуктов промывки и на перевозке песков из зимних отвалов на промывальный прибор (когда пески зимой не идут на промывку, а складываются в отвал).

Наивыгоднейший диаметр колес таратайки 110—115 см. Центр тяжести нагруженного короба должен допускать свободное его опрокидывание незначительным усилием двух рабочих.



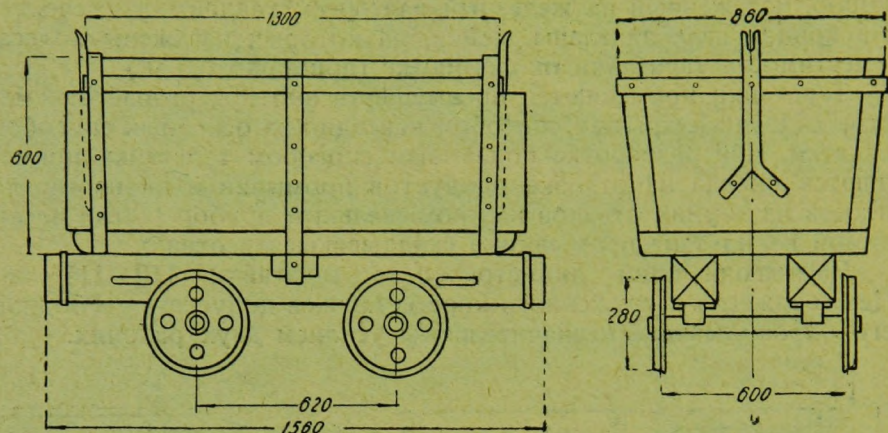
Фиг. 56. Вагонетка с кузовом, сделанным в шип.

Вагонетки, применяемые при разработке россыпей, преимущественно бывают двух типов: вагонетки, опоражнивающиеся с помощью опрокидывателя, и вагонетки, опоражнивающиеся непосредственно опрокидыванием кузова, находящегося на неподвижной раме, или отбрасыванием одной из стенок кузова.

К первому типу относятся вагонетки, обычно употребляемые в подземных выработках. Они состоят из кузова, рамы и двух скатов. При разработке россыпей употребляются деревянные вагонетки, так как, помимо удобства изготовления на месте, они имеют то преимущество, что обмерзают значительно меньше металлических. Средняя вместимость деревянной вагонетки 0,36 — 0,40 м<sup>3</sup> породы в массиве. Собственный вес вагонетки 280—300 кг. Различают две разновидности вагонеток этого типа, в зависимости от способа соединения стенок кузова между собой. Один тип (фиг. 56) — вагонетки с кузовом, сделанным в шип с железной обшивкой всех соединений. Второй тип (фиг. 57) — вагонетки с кузовом, сделанным в утор. Последний тип получил наибольшее распространение.



Наиболее часто встречающееся расстояние между центрами колес вагонетки—400 мм. При откатке с помощью бесконечного каната расстояние между центрами увеличивается до 600 мм.

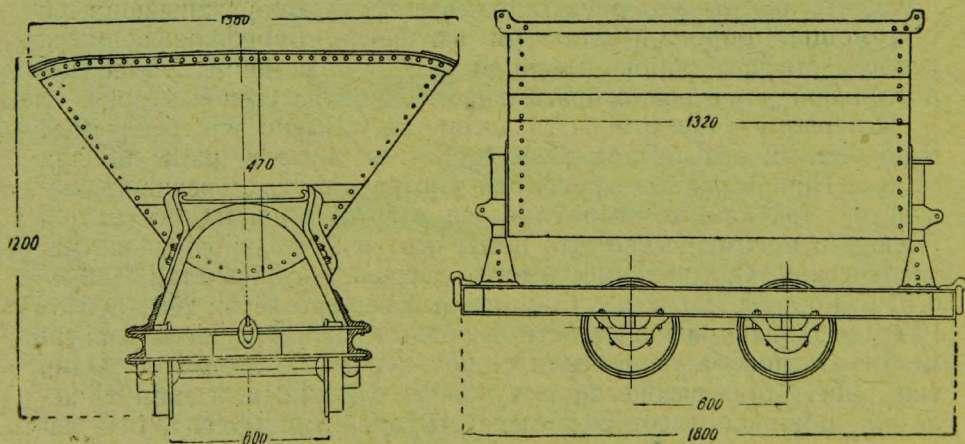


Фиг. 57. Вагонетка с кузовом, сделанным в утор.

Для перевозки тяжестей по шахтам применяются вагонетки специальной конструкции, представляющие собой обычно утяжеленную деревянную раму на особо прочных осях или на нескольких скалах. Такие специальные платформы носят название «медведок».

Простейшим типом опрокидывающихся вагонеток являются вагонетки с полукруглым кузовом, свободно лежащим в деревянной раме. Кузов вагонетки опрокидывается вращением его в раме. Вагонетка этого типа опоражнивается с большим трудом, непрактична и в настоящее время встречается крайне редко.

Наибольшим распространением из опрокидывающихся вагонеток пользуется металлическая вагонетка системы Копеля (фиг. 58).

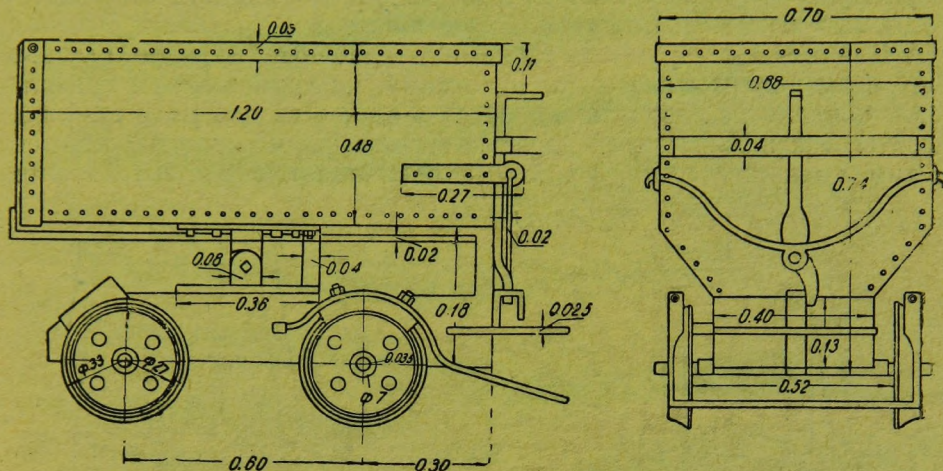


Фиг. 58. Вагонетка Копеля.



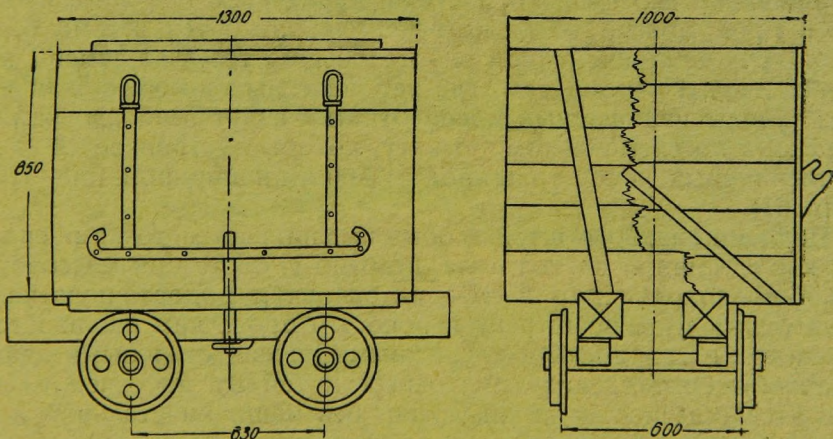
В подземных работах при отвозке продуктов промывки емкостью от 0,5 до 1,0 м<sup>3</sup> (откатка по штольням) применяются вагонетки Коппеля емкостью 0,5 м<sup>3</sup>. При открытых экскаваторных работах целесообразней применять вагонетки емкостью 2,0 м<sup>3</sup>.

Значительно реже применяются вагонетки с откидным бортом, опрокидывающиеся набок, или вагонетки, опрокидывающиеся вперед и набок (фиг. 59).



Фиг. 59. Опрокидывающаяся вагонетка

Довольно распространенными являются деревянные вагонетки, автоматически опрокидывающиеся на одну сторону (фиг. 60). Они очень часто применяются для отвозки продуктов промывки при замкнутом рельсовом пути по отвалу и односторонней свалке



Фиг. 60. Вагонетка, автоматически опрокидывающаяся на одну сторону.

породы. Особенно удобны эти вагонетки при механической отвозке бесконечным канатом. Емкость вагонетки 0,16—0,18 м<sup>3</sup>.

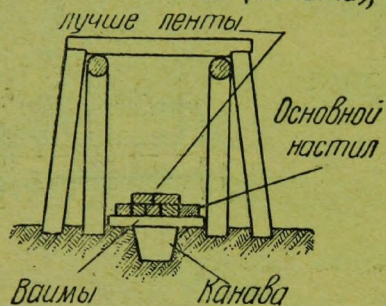


Откаточные пути. Простейшим видом откаточного пути является почва выработки, которая используется при откатке навальниками. Подобного же рода пути, но улучшенные подсыпкой гравия или эфеля, практикуются при откатке лошадьми в таратайках.

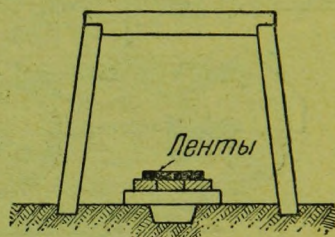
Гладкость пути и уменьшение величины коэффициента трения достигается в этом случае подсыпкой по всей трассе откаточного пути отмытой гальки или эфеля из-под люков промывального прибора. Этим способом можно получить гладкий, плотный и удобный откаточный путь.

Для откатки вручную тачками откаточный путь по главным штрекам целиком застилается досками, на которые, при правильной постановке работ, нашиваются в один или два ряда стальные ленты, так называемые железные выката, размером  $6,0 \times 15,0$  см. Этим уменьшается до минимума величина коэффициента трения,

*Прокаточные доски (выката),*



Фиг. 61. Прокладка выкатов.



Фиг. 62. Нашивка откаточного пути досками со стальными лентами.

а следовательно, облегчается откатка и увеличивается грузоподъемность тачки и одновременно почти совершенно устраняется изнашивание деревянного настила. Между тем без железных выкатов прокаточные доски штрека изнашиваются весьма быстро и при трех-четырёхсменной работе обычно требуют замены через 10—15 дней. Поэтому там, где нет железных выкатов, для удобства замены изношенных досок откатку ведут не по доскам пола штрека, а по специальному выкату, который устраивается из двух листовенных досок толщиной 45—60 мм и шириной 150—175 мм (фиг. 61).

Подстно главного штрека обычно зашивается досками сплошь, так как сплошной настил пола, помимо удобств при массовой откатке, предохраняет от засорения основную водосточную канаву. Откаточный путь по штреку и боковым просечкам нашивается не менее чем в три доски с уложенными на них стальными лентами (фиг. 62). Ответвления откаточных путей от просечек в забои делаются обычно из одной доски, без нашивки стальной ленты. Длина таких участков обычно не превышает 10—15 м.

Для бесперебойной работы откаточных путей для тачек необходимо непрерывно наблюдать за их чистотой и целостью, так как камни на лентах, проломы, кучки земли мешают работе.



Более совершенным видом откаточного пути является рельсовый путь. Наибольшее значение при откатке как по рельсовому, так и всякому другому пути имеет уклон откаточных путей.

Наиболее рациональным построением откаточного пути будет такое, когда путь проложен в соответствии с принципом «уклона равного сопротивления». Однако специфическая особенность россыпей, вытянутых чаще всего вдоль по простиранию долины, заставляет подчинять уклон откаточных выработок — штреков, а следовательно, и самих откаточных путей, естественному уклону полотна. Вследствие этого применение уклона равного сопротивления при откатке на большие расстояния в пределах всего шахтного поля, как правило, невозможно и не практикуется. Наоборот, на коротких расстояниях, особенно при ручной откатке, построение пути по принципу равного сопротивления не только возможно, но и обязательно.

Уклон равного сопротивления определяется по формуле

$$\sin \alpha = \frac{f \cdot Q}{2P + Q},$$

где:

$\alpha$  — угол уклона пути,

$f$  — коэффициент трения,

$P$  — средний вес пустого вагона, кг,

$Q$  — средний вес полезного груза, кг,

Коэффициент  $f$  для данного рудника определяется одним из принятых в технике методов. Простейший метод определения заключается в следующем: вагонетку помещают на специальный откаточный путь, один конец которого поднимается равномерно до тех пор, пока вагонетка не покатится. Угол  $\alpha$ , образованный этим участком рельсового пути с горизонтальной поверхностью, и будет искомым углом для определения величины  $f$ :

$$f = \operatorname{tg} \beta.$$

Второй способ определения величины  $f$  заключается в том, что вагонетку пускают свободно двигаться по наклонной плоскости и дальше по горизонтальной плоскости до полной ее остановки. Тогда

$$f = \frac{h}{l_1 + l_2},$$

где:

$h$  — расстояние по вертикали от наклонной до горизонтальной плоскости,

$l_1$  — длина наклонной плоскости,

$l_2$  — длина горизонтальной плоскости.

Практическая величина  $\alpha$  — угла равного сопротивления — находится между 17 и 27 мин., что приблизительно соответствует уклону от 0,005 до 0,008.

Уклон полотна штреков в большинстве случаев всегда больше уклона равного сопротивления, что, конечно, ухудшает экономический эффект откатки. Поэтому создание условий равного сопротивления за счет искусственного изменения уклона полотна



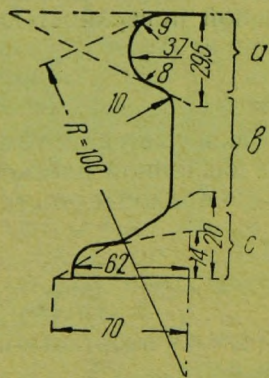
путем соответствующей нивелировки пути возможно только на небольших участках в пределах выемочного поля, где откатка вагонеток производится вручную.

По тому же принципу должны быть построены откаточные пути штолен и квершлагов, так как направление их вкрест простирания позволяет задать их полотну любой уклон. В практике же этот уклон в штольнях делается несколько меньше уклона равного сопротивления, принимая во внимание, что в направлении движения порожняка производится доставка материалов в подземные выработки. С другой стороны, увеличенный уклон полотна штольни или увеличивает ее длину, или ведет к потере величины выемочного поля россыпи. Поэтому уклон полотна в штольнях обычно никогда не превышает 0,004.

При проектировании и устройстве откаточных путей очень важно считаться с так называемым «уклоном равновесия», на котором обязательно должно базироваться устройство тех участков пути, где будет иметь место скопление вагонов: на разгрузочных и погрузочных площадках, у начальных и конечных станций канатной дорожки и т. д. Уклон равновесия — это тот предельный угол самоторможения, при котором вагонетка, стоящая на наклонном пути, еще сохраняет равновесие и с увеличением которого она начинает свободно двигаться по наклонной плоскости.

Иначе говоря, уклон равновесия будет иметь место до тех пор, пока  $f > \sin \alpha$ , и нарушается, как только  $\sin \alpha$  становится больше  $f$ .

Практически величина уклона равновесия для нагруженной вагонетки лежит между 35 и 50 мин. (уклон 0,009—0,014), что во многих случаях соответствует естественному уклону полотна россыпей.



Фиг. 63. Рудничные рельсы.

Все соображения, изложенные выше в отношении уклонов равного сопротивления и равновесия в применении к вагонеткам, совершенно в такой же степени справедливы и обязательны для тачечной откатки с той разницей, что устройство путей с уклоном равновесия не играет в этом случае столь существенного значения, как при откатке вагонетками.

Наивыгоднейший уклон для откатки тачками (уклон равного сопротивления) будет находиться: для деревянных покатов, в зависимости от подшипников, между 0,012 и 0,015, для железных покатов — между 0,008 и 0,010.

Наивыгоднейшим уклоном для откатки в таратайках будет уклон, равный, примерно, от 0,012 до 0,015. Однако в практике устройство путей с этим уклоном возможно только как исключение, и обычно приходится руководствоваться правилом, чтобы уклон ни на одном из участков не превышал 0,12.



**Рудничные рельсы**, обычно употребляемые в горной практике, имеют широкое основание (фиг. 63).

У рельса различают головку а, или яблоко, шейку в и основание с. Яблоко должно быть достаточно высоким во избежание быстрого изнашивания, а его верхняя поверхность слегка выпуклой, чтобы уменьшить коэффициент трения и чтобы давление колеса передавалось как раз по оси поперечного сечения рельса.

Размеры поперечного сечения рудничных рельсов, их высота и вес находятся в зависимости от назначения откаточного пути. На крупном прииске часто употребляются два-три профиля рельсов, средние размеры которых приведены в табл. 23.

Т а б л и ц а 23  
Высота и вес рельсов, применяемых на приисках

Характер выработок	Высота рельсов, мм	Вес 1 м рельса, кг
Выработки с малой пропускной способностью (просечки, выемочные штреки, отвалы с вагонеточной откаткой) . . .	45—55	4,5—7,0
Бремсберг, конные откаточные пути главных штреков и штолен . . . . .	55—65	5,0—9,5
Большие бремсберги, пути главных штреков и штолен с механической откаткой . . .	65—80	7,0—12,0

Для правильной постановки откатки весьма важно, чтобы каждое предприятие было оборудовано путями с единообразным профилем рельсов.

Нормальные размеры стальных рельсов приведены в табл. 24.

Т а б л и ц а 24  
Нормальные размеры и вес стальных рельсов

№ профилей	Размеры и вес рельсов					Длина, м	Длина раскладок, мм	Момент сопротивления, см <sup>3</sup>	Допускаемое давление колеса, кг		
	высота рельса, мм	ширина основания, мм	ширина головки, мм	толщина шейки, мм	вес 1 пог. м, кг				при расстоянии между шпалами		
									60 см	75 см	100 см
1	65	50	25	5	7,5	5	280	15,34	1022	818	614
2	75	58	30	6	10,0	5	300	25,75	1717	1373	1030
3	80	66	35	7	12,0	7	330	31,17	2077	1662	1247
4	80	70	38	9,5	14,0	7	330	37,26	2486	1987	1490
5	93	80	40	8	16,0	8	330	52,30	3487	2789	2092
6	93	83	43	11	18,0	8	330	56,60	3773	3018	2264
7	100	82	44	10	20,0	8	420	66,21	4414	3531	2648



Табл. 24 дает размеры рудничных рельсов по германскому, английскому или американскому стандартам. Заводы Союза в настоящее время изготавливают следующие марки рудничных рельсов, накладок и костылей (табл. 25, 26, 27):

Таблица 25

Рельсы, изготавливаемые советской промышленностью (Ост. 31)

№ по ценнику Донбасса	Размеры и вес рельсов					Нормальная длина рельса, м
	высота рельса, мм	ширина основа- ния, мм	ширина головки, мм	толщина шейки, мм	вес 1 пог. м, кг	
0,1600	65	52	27,5	6,0	8,42	6,0—8,0
0,1601	75	60	28,0	6,0	9,35	6,0—8,0
0,1602	80	66	32,0	7,0	11,18	6,0—8,0
0,1603	91	76	37,7	7,0	14,78	6,0—8,0
0,1604	90	80	40,0	10,0	18,45	6,0—8,0

Таблица 26

Накладки к рудничным рельсам

№ по ценнику Донбасса	К рельсам №	Размеры, мм			Теоретический вес одной накладки, кг
		ширина	толщина	длина	
0,1704	0,1600	47,5	8,0	270	0,80
0,1705	0,1601	53,0	8,5	300	0,98
0,1706	0,1602	55,0	10,0	400	1,43
0,1707	0,1603	58,0	11,0	400	1,75
0,1708	0,1604	60,0	10,0	400	1,83

Таблица 27

Костыли к рудничным рельсам

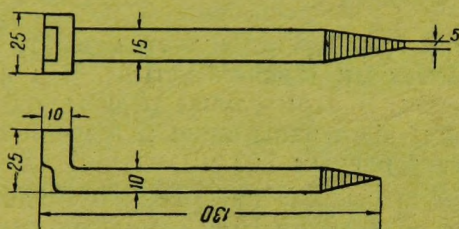
№ по ценнику Донбасса	Размеры, мм		Вес 1000 штук, кг
	толщина	длина	
0,1808	8	75	46
0,1809	8	90	55
0,1810	10	75	58
0,1811	10	90	66
0,1812	12	75	83
0,1813	12	90	95
0,1814	14	100	114
0,1815	14	115	137



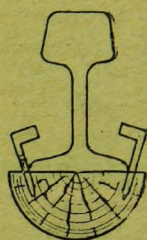
В практике разработки россыпей применяются исключительно деревянные шпалы, так как дерево наиболее дешевый материал и вместе с тем лучше железа и стали сопротивляется действию рудничных вод, особенно если вода содержит соли, способствующие коррозии. Например, в шахтах № 4 и № 1 Васильевского прииска Лензолото, затопленных с 1912 г. и вновь восстановленных в 1933 г., замечено, что в то время, как деревянное крепление шахт осталось совершенно не тронутым, металлические части (скобы, болты, рельсы) пришли в полную негодность. Из сортов дерева для изготовления шпал лучше всего лиственница, которая наиболее стойка в любых условиях.

Обычно круглые шпалы в местах пришивки к ним рельсов имеют затесы. Лес для шпал берется толщиной 130—160 мм.

Расстояние между шпалами колеблется в зависимости от на-



Фиг. 64. Нормальный костыль для рельсов.



Фиг. 65. Схема забивки костылей в шпалы.

грузки пути: в боковых просечках шпалы кладутся через 125 см, в главных откаточных штреках расстояние между шпалами колеблется от 75 до 100 см.

Прикрепление рельсов к шпалам производится костылями, величина которых, как правило, зависит от размеров рельса. Нормальный костыль для рельса величиной в 1 пог. м весит 16 г (фиг. 64).

Костыль с прямой головкой забивается слегка наклонно (фиг. 65), костыль же, у которого внутренняя грань головки скошена, забивается вертикально.

Для рельсов меньших размеров берутся меньшие костыли.

На Ленских приисках при оборудовании откаточных путей в просечках и эксплуатационных забоях, т. е. в тех выработках, где эти пути являются временными и то и дело передвигаются, широко применяются готовые рельсовые наборы колеи, принятой на данном руднике. Каждый из таких наборов представляет собой два рельса, соединенных железными шпалами из коробчатого железа. Шпалы расположены через 350—1000 мм друг от друга. В практике были приняты следующие наборы:

прямые звенья рельсового пути длиной 3,0 и 6,0 м;  
закругления длиной 1,5 м с углом закругления 22,5°;  
закругления длиной 3,0 м с углом закругления 45°;



готовые правые и левые стрелки; длина звена 3,0 м и угол отклонения  $20^\circ$ .

Каждый рельс на правом конце по направлению движения снабжен привинченной к нему накладкой с болтами, благодаря чему при стыке двух наборов они могут быть легко соединены. Применение в шахтах готовых наборов пути обеспечивает быструю сборку, разборку и переноску путей, что особенно важно при очистной добыче и в нарезке.

Наличие правых и левых стрелок дает возможность, при двухколейном пути в просечке, соединить обе колеи в любом месте. По миновании надобности в какой-либо стрелке она может быть легко заменена соответствующим прямым звеном. Удобство пользования готовыми наборами обеспечивается тем, что при разработке россыпей выработки обычно имеют большое сечение и допускают свободное маневрирование готовыми звеньями рельсового пути.

При сооружении шахтовых путей рекомендуется делать рельсовый стык между двумя шпалами (висячий стык), чем достигается эластичность соединения. В этом случае рельсы обязательно соединяются накладкой, а расстояние между шпалами, захватывающими стык, берется равным 300 мм.

Рельсовый путь в прямых штреках и на поверхности должен, по возможности, идти по прямой линии. Для основных откаточных путей, обслуживаемых механической тягой, путь укладывается по шнур у. Неправильность, непрямолинейность пути при механических способах (бесконечный канат или цепь) откатки всегда влечет за собой частые аварии, а при локомотивной откатке — расшатывание путей.

Наиболее распространенным типом колеи для вагонеток, принятым на приисках в подземных и открытых работах, является колея в 575 или 600 мм. Гораздо реже встречается колея в 750 мм, причем за последнее время колея этого размера применяется при вагонетках на 2,5—3,5 т, что встречается обычно в разрезах только при экскаваторных работах.

Наиболее ответственной частью всякого рельсового пути являются закругления. Помимо того, что в закруглениях чаще всего возможны всякого рода аварии, закругления требуют в нормальных условиях работы увеличения тягового усилия до 30%.

Для правильной работы закруглений необходимо:

а) ширину пути в закруглении иметь на 15—20 мм больше, чем на прямом пути, что достигается передвижением на это расстояние внутреннего рельса к центру кривизны;

б) ширину пути в тех случаях, когда имеется большое количество закруглений, надо применять возможно меньшую при возможно меньшем расстоянии между колесами у вагонеток и возможно большем радиусе закруглений;

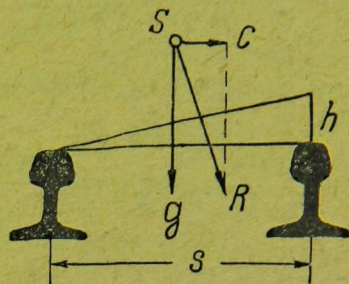
в) подшипники вагонеток должны допускать некоторое свободное перемещение осей;



г) наружный рельс пришивать с «повышением», обычно от  $\frac{1}{10}$  до  $\frac{1}{20}$  ширины колеи, т. е. укладывать его несколько выше внутреннего;

д) в более важных случаях, когда вагонетка проходит закругление с одинаковой скоростью (на самокатах), повышение рельса необходимо в каждом отдельном случае рассчитать. Если согласно фиг. 66

- $s$  — ширина колеи, см
- $S$  — центр тяжести вагонетки,
- $G$  — вес вагонетки, кг,
- $c$  — центробежная сила, кг,
- $R$  — равнодействующая сила,
- $g$  — земное притяжение,
- $r$  — радиус закругления,
- $v$  — скорость движения,
- $h$  — искомое повышение, то



Фиг. 66. Схема расчета закругления рельсового пути.

$$h : s = c : g;$$

$$h = \frac{c}{g} s.$$

Неизвестную величину  $s$  находим по уравнению:

$$c = \frac{mv^2}{2} = G \frac{v^2}{gr}.$$

Тогда:

$$h = \frac{gv^2s}{grG} = \frac{sv^2}{gr}.$$

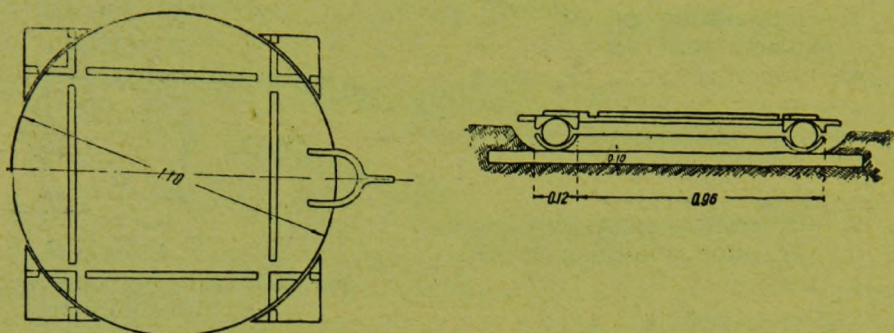
Радиус закругления в 30—40 м является наиболее удобным. Однако в подземных выработках брать радиус такой величины обычно невозможно. В практике наиболее часто встречаются закругления с радиусом от 1,0 до 3,0 м. Для перехода вагонеток с одного пути на другой применяются или рельсовые стрелки или поворотные плиты.

Стрелки в целях сокращения времени по их установке обычно употребляются в виде звеньев, смонтированных на железных шпалах. В россыпных разработках применяются по преимуществу подвижные стрелки с двумя или одним пером. Применение стрелок требует свободного места, что не всегда бывает при подземной разработке. Поэтому очень широким распространением пользуются поворотные плиты и поворотные круги, употребляемые в тех местах, где постановка стрелки невозможна или нецелесообразна вследствие незначительности движения.

Неподвижные поворотные плиты в настоящее время уже не употребляются, так как расстояние между колесами вагонеток при широкой колее (575—600 мм) обуславливает приложение большого усилия при поворачивании вагонетки на плите. Двое рабочих производят эту операцию с большим трудом. Поэтому в настоящее время исключительное распространение получили поворотные круги.



Различают поворотные круги постоянного типа, вращающиеся на шариках или роликах и устанавливаемые в пунктах со сравнительно большим движением (фиг. 67), и поворотные круги накладные, вращающиеся на вертикальной оси и накладываемые на рельсы перед каждым поворотом (по миновании надобности круг снимается, фиг. 68). Постоянные круги требуют для пово-

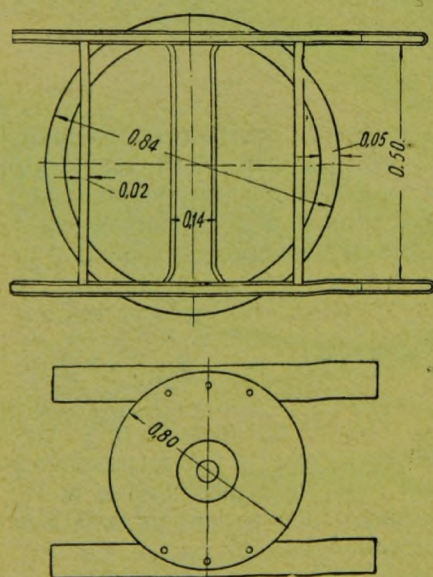


Фиг. 67. Поворотный круг постоянного типа.

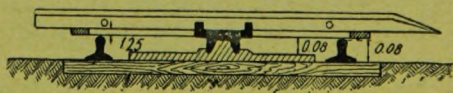
рота вагонетки усилия одного рабочего, накладные — двух. Накладные круги очень удобны при обслуживании откатки из эксплуатационных забоев в просечки и из просечек на главный штрек, так как установка во всех этих случаях постоянных кругов практически невозможна вследствие крайне ограниченного срока их работы.

Поворотные круги изготовляются обычно в местных кузницах.

Смазка деревянных вагонеток с открытым подшипником производится вручную, особыми помазками при опрокидывании вагонетки (в случае небольшой производительности подъема) или автоматически, брызгалками, устанавливаемыми



Фиг. 68. Поворотный круг накладного типа.



в какой-либо точке пути, которую вагонетка обязательно пробегает (перед подъемником в рудничном дворе). Автоматическая смазка употребляется при большой производительности подъема. При пробеге через смазочный пункт вагонетка ребордами ко-







лес нажимает клапан брызгал, и последние выбрасывают (под давлением) струю смазки. Излишняя смазка стекает в подставленный сосуд.

Для смазки вагонеток вручную употребляется следующий состав: керосина 15%, жидкого масла (машинного или мазута) 15%, жидкой смолы местного изготовления 70%.

Для смазки вагонеток автоматически должно употребляться только жидкое масло (машинное или мазут).

Расход смазочных составов при ручной смазке выражается обычно в 50—70 г на 1 м<sup>3</sup>/км перевезенного груза, при автоматической — в 35—45 г.

Опоражнивание рудничных вагонеток, не имеющих специального устройства, производится с помощью опрокидывателей или, как их называют на приисках, «баскулеров» (фиг. 69).

**Производительность откатки в пределах выемочного участка.** Откатка в пределах выемочного участка, как уже отмечалось выше, представляет собой часть процесса забойной работы, обычно выделяемую в условиях стахановской организации труда в самостоятельную операцию. В общем баланс чистого рабочего времени забойных рабочих откатка в пределах выемочного участка занимала при комплексной организации труда в среднем 35,8—44,6%, т. е. являлась операцией, решающей вопрос производительности труда. Поэтому правильная организация откатки является важнейшей задачей.

Согласно хронометражным наблюдениям, производившимся на Ленских приисках, накла́дывание 1 м<sup>3</sup> песков III—IV классов в тачку занимает 36 мин. работы одного человека, в вагонетку—42 мин. Разница во времени накла́дывания песков в тачку и в вагонетку объясняется тем, что вагонетка, как правило, не может быть подвинута к самому забою, так как рельсовые пути всегда несколько отстают от продвижения забоя. Это требует лишнего времени на накла́дывание породы в вагонетки.

Нормы времени в минутах на кубометр и нормы выработки в кубометрах породы в массиве на одного рабочего в 6-часовую смену, в соответствии с данными новейшего нормировочника золотой промышленности, приведены в табл. 28 и 29.

В совокупности нормы времени на погрузку и откатку, приведенные в табл. 28 и 29, показывают, что откатка в тачках на коротких расстояниях до 60 м производительней откатки в вагонетках, так как при откатке вагонетками маневрирование на поворотных кругах, особенно при отработке или преобладании отработки, занимает много времени. На расстояниях свыше 60 м откатка в вагонетках становится уже гораздо производительней откатки в тачках. Поэтому в тех случаях, когда откатка ведется в тачках, необходимо стремиться к максимальному приближению конечного пункта откатки к работам с таким расчетом, чтобы среднее расстояние не превышало 60—80 м.

Наоборот, при длинных расстояниях для откатки всегда выгоднее применять откатку вагонетками. Ввиду того, что откатка в пределах выемочного участка в общем процессе забойных ра-



## Погрузка породы в тачки и вагонетки

**Состав работы:** разрыхление породы, погрузка породы, разравнивание, подчистка рабочего места, передвижка полков

Характер полотна	Состоя- ние грунта	Классы грунтов							
		1—2		3—4		5—6		7—8—9	
		норма		норма		норма		норма	
		времени	выработки	времени	выработки	времени	выработки	времени	выработки
1. Погрузка породы в тачки:									
а) с настила . . . .	Сухой	21,5	16,7	34,6	10,4	30,3	11,9	32,0	11,2
	Мокрый	35,7	10,1	46,3	7,7	40,0	9,0	42,1	8,5
б) без настила . . . .	Сухой	24,6	14,6	37,0	9,7	34,7	10,4	36,7	9,8
	Мокрый	40,8	8,8	50,0	7,2	46,0	7,9	48,0	7,5
2. Погрузка породы в вагонетки:									
а) с настила . . . .	Сухой	47,95	7,50	59,94	6,00	67,8	5,25	73,4	4,90
	Мокрый	67,12	5,36	83,91	4,29	75,2	4,80	80,6	4,46
б) без настила . . . .	Сухой	51,3	7,0	64,1	5,6	72,3	5,0	78,5	4,60
	Мокрый	72,0	5,0	90,0	4,0	78,2	4,6	86,0	4,20

Таблица 29

## Откатка породы в тачках и вагонетках

**Состав работы:** собственно откатка без погрузки, опрокидывание тачки или откатка вагонетки до приемного пункта, опрокидывание тачки, смазка и очистка ее и возвращение с порожняком (тачкой или вагонеткой)

Расстояние откатки в м	Собственно откатка				Примечание
	откатка в тачках		откатка в вагонетках		
	н о р м а		н о р м а		
	времени в мин.	выработки в м³	времени в мин.	выработки в м³	
10	15,7	22,5	—	—	Нормы для откатки рассчитаны по уклону, близкому или равному уклону равного сопротивления
20	19,6	18,5	7,0	52,0	
40	28,2	13,3	9,5	38,0	
60	38,5	9,4	12,5	31,2	
80	50,1	7,2	14,9	24,4	
100	63,0	5,7	15,3	23,6	
120	75,0	4,9	17,8	20,2	
140	90,0	4,0	20,1	18,0	
160	106,0	3,3	22,5	16,0	
180	124,0	2,9	25,5	14,2	
200	150,0	2,4	28,0	13,0	
250	209,0	1,75	34,0	10,5	
280	—	—	38,2	9,5	
300	—	—	40,7	8,8	



бот имеет по времени решающее значение, влияние откатки на производительность труда забойных рабочих с увеличением расстояния откатки весьма значительно. Хронометражные наблюдения на Ленских приисках устанавливают следующую зависимость между производительностью труда забойных рабочих и расстоянием откатки (табл. 30).

Таблица 30

**Зависимость между производительностью труда забойных рабочих и расстоянием откатки**

Расстояние откатки, м	Изменение производительности труда забойного рабочего в зависимости от расстояния откатки, %	
	нарезка	отработка
20,0	100,0	100,0
40,0	91,7	92,0
60,0	91,0	86,1
80,0	86,6	71,7
100,0	84,1	78,5
120,0	82,3	76,3
140,0	80,3	73,9
160,0	78,4	71,6
180,0	76,8	69,7
200,0	75,30	67,9
220,0	74,10	66,5
240,0	72,7	64,9
260,0	71,4	63,4
280,0	70,1	61,9
300,0	69,0	60,8

## § 7. ОТКАТКА ЗА ПРЕДЕЛАМИ ВЫЕМОЧНОГО УЧАСТКА <sup>1</sup>

Откатка за пределами выемочного участка осуществляется различными способами:

- 1) в вагонетках с ручной откаткой;
- 2) в вагонетках лошадьми;
- 3) бремсбергами;
- 4) в вагонетках с помощью механической тяги: а) бесконечным канатом, б) головным и хвостовым канатом, в) бесконечной цепью, г) локомотивами;
- 5) транспортерами различного типа.

**Ручная откатка в вагонетках** представляет собой процесс, аналогичный описанному выше процессу ручной откатки вагонетками в пределах выемочного участка с той разницей, что откатка осуществляется специальными рабочими-откатчиками. Ручная откатка применяется обычно на расстоянии от 100 до 300 м.

Ввиду высокой стоимости откатки ручным способом и потребности в большом количестве рабочих, ее применение при экспло-

<sup>1</sup> При составлении этой части использованы некоторые данные Г. Банзена („Рудничная доставка по горизонтальным и наклонным путям“) относительно элементов откатки бесконечным и концевым канатами и поездами.



тационных работах ограничено и встречается лишь в том случае, когда нет возможности организовать конную или механическую откатку или когда производительность выемочного участка незначительна.

Как правило, ручная откатка применяется только в тех случаях, когда грузовое направление совпадает с направлением падения долины, т. е. идет вниз по россыпи. Ручная откатка в вагонетках вверх по падению долины обычно никогда не практикуется, так как сравнительно большой уклон полотна россыпи (0,01—0,02) исключает возможность успешного применения ручного труда.

**Конная откатка в вагонетках** применяется, когда откатка груженных вагонов идет вверх по россыпи или когда расстояние доставки порожних вагонов превышает 300—400 м. Особенно широко конная откатка применяется в случаях выдачи песков на поверхность по штольням.

Количество 6-часовых поденщин лошадей и коногонов при них, необходимсе для подземной откатки 1 м<sup>3</sup> песков на расстояние L км, включая необходимые простои по концам и на раз'ездах и время для возвращения с порожняком, определится из выражения:

$$A = 0,0140 + 0,073 L.$$

При отсутствии раз'ездов, когда расстояние откатки не особенно велико, это количество определится из выражения:

$$A = 0,0140 + 0,043 L.$$

Согласно этим формулам в табл. 31 приведено число поденщин лошадей и коногонов для различных расстояний при уклоне полотна, близком к горизонтальному (штольни).

Таблица 31

**Необходимое число поденщин лошадей и коногонов для откатки на различные расстояния**

Расстояние, км	Поденщины	
	случай I	случай II
0,10	0,0213	0,0183
0,20	0,0286	0,0226
0,30	0,0359	0,0269
0,40	0,0432	0,0312
0,50	5,1505	0,0355
0,60	0,0578	0,0398
0,70	0,0651	0,0441
0,80	0,0724	0,0484
0,90	0,0797	0,0527
1,00	0,0870	0,0570

Полезный груз поезда при разработке россыпей составляет кругло 3000 кг (2,3 м<sup>3</sup>) — 6 вагонеток.

При уклоне полотна, превышающем 0,015, вагонетки обычно пускаются самокатом, и лошадьми обслуживается лишь доставка



порожняка. В этом случае для приблизительных подсчетов потребного количества лошадей и коногонов можно пользоваться данными табл. 31.

При откатке груза вверх по россыпи приведенные в табл. 31 данные расхода поденщины лошадей и коногонов надлежит увеличивать в 1,70 раза, так как грузоподъемность поезда уменьшается в среднем до 3—4 вагонов (1500—2000 кг). Наиболее часто встречающиеся расстояния откатки лошадьми — 500—800 м.

**Откатка по бремсбергам** применяется исключительно при разработке террасовых россыпей для доставки песков от устья штольни или шахты, находящейся на склоне современной террасы, к промывальному прибору, обычно устраиваемому в долине, где имеются благоприятные условия для питания промывки водой.

При разработке россыпей, расположенных в долинах, доставка по бремсбергам не встречается.

По характеру устройства различают:

а) Бремсберги двудействующие и однодействующие. Первые имеют два пути, и вагонетки (груз и порожняк) движутся одновременно в разных направлениях. Вторые также имеют два пути: по одному из них движется противовес, по другому — груженные и порожние вагоны попеременно.

б) Простые и платформенные бремсберги. Первые применяются при малом угле наклона, вторые — при большом. В последнем случае вагонетка ставится на специальную платформу, которая и движется по рельсам. В простых бремсбергах по рельсам движется непосредственно вагонетка. Так как склоны речных долин обычно пологи и предельного уклона, допустимого для простых бремсбергов, не превышают, то платформенные бремсберги встречаются редко.

в) Бремсберги с концевым и бесконечным канатом. Первые имеют для каждого пути специальные канаты, перемещающиеся вверх и вниз попеременно. Вагонетки в этом случае прицепляются к свободному концу каната. Во втором случае груз движется всегда по одному пути, а порожняк — по другому, причем вагонетки прицепляются на канат с помощью специальных вилок и узлов.

Основными частями всякого бремсберга являются верхняя приемная площадка, нижняя приемная площадка и наклонная плоскость. Угол наклона и длина бремсберга являются основными факторами, определяющими производительность установки. Для простых бремсбергов предельный угол уклона — 18—20°, так как при большем угле наклона возникают благоприятные условия для опрокидывания вагонеток и начинается высыпание из них песков. Нижним пределом уклона, при котором возможно устройство простого (двудействующего) бремсберга, надо считать 4—6°, простого однодействующего — 9° и платформенного — 10—12°. Верхний предел для последних не ограничен, и в конечном итоге такой бремсберг может перейти в наклонную или вертикальную тормозную шахту. Наименьший угол нижнего



предела (3—4°) возможен только у бремсбергов с бесконечным канатом, тогда как для бремсбергов с концевым канатом необходим угол не меньше 6°.

Наиболее часто встречающиеся в практике длины бремсбергов колеблются от 100 до 200 м. В практике Ленских приисков имели место бремсберги длиной 250 м. Для бремсбергов с концевым канатом это расстояние является практически предельным, так как с увеличением длины резко падает производительность механизма. Для бремсбергов с бесконечным канатом длина может быть значительно больше, однако, в практике золотой промышленности величины, превышающие 250—400 м, почти не наблюдаются.

Производительность бремсберга с концевым канатом в 8-часовую смену при угле наклона 8—12°, наблюдавшаяся на шахтах Эфемерного прииска на Лене, составляла в среднем 200 вагонеток при длине бремсберга 225 м. При меньшем угле падения производительность такого же бремсберга составляла 125—150 вагонеток в смену.

Для всякого рода средних подсчетов производительность концевого бремсберга может быть принята в 7,0—8,0 м<sup>3</sup>/час.

Производительность бремсберга с бесконечным канатом несколько выше и в среднем при длине бремсберга 200 м выражается в 300—325 вагонеток в 8-часовую смену, или 12—15 м<sup>3</sup>/час. Расстояние между вагонетками для бремсберга с бесконечным канатом определяется углом наклона бремсберга и характеризуется следующими максимальными цифрами:

Угол наклона (°)	Расстояние (м)
2,5	8
3	12
4	18
5	25
6	30
7	40
8	50

При уклоне, превышающем 8°, расстояние между вагонетками может быть любым в том случае, если канаты не трутся о почву.

Фактическая производительность бремсберга зависит от количества выдаваемых шахтой или штольной песков. В практике нередко наблюдается, что бремсберговые устройства на полную мощность не загружаются. Это является показателем качественно неполноценной организации работ и плохого использования оборудования.

Пути по бремсбергу должны быть уложены строго по прямой линии, чтобы вагонетки при пробеге не получали боковых толчков. Несоблюдение этого правила обычно влечет за собой аварии.

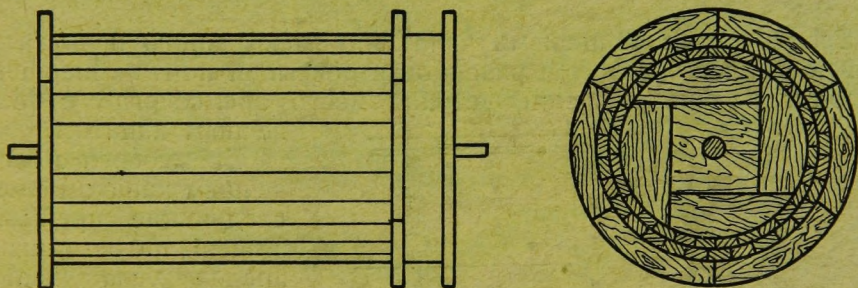
Так как бремсберги при разработке россыпей устраиваются только на поверхности, то рельеф поверхности необходимо nivelировать для получения одинакового уклона на всем протяжении путей бремсберга.



Переход от горизонтальных путей приемных площадок к путям наклонной плоскости устраивается постепенным, чтобы идущий вверх вагончик при переходе на наклонную плоскость не получал толчка. Поэтому на переходе никогда не следует делать стыка рельсов, а прибегать к соответствующему загибанию целого рельса.

Приемные площадки бремсберга должны быть строго горизонтальны. При этом при бремсбергах с канцевым канатом край горизонтальной площадки, на которую поступают подаваемые из шахты или штольни вагоны, должен отстоять от начала перегиба путей бремсберга на расстоянии, равном длине поезда плюс 1,0 м. На этом промежуточном пространстве и должно производиться составление поездов.

Не касаясь устройства отдельных конструкций бремсбергов, остановимся только на некоторых замечаниях, имеющих особое практическое значение при эксплуатации бремсбергов в условиях разработки россыпных месторождений. Тормозное приспособление бремсбергов с канцевыми канатами в условиях разработки россыпных месторождений всегда устраивается барабанного типа из дерева. Обладая большой громоздкостью по сравнению со шкивным устройством, барабан гораздо надежнее и удобней в работе. Конструкция барабана видна на фиг. 70.



Фиг. 70. Конструкция барабана.

**Тормозной шкив** предпочтительней устраивать на конце барабана, причем в практике обычно применяется устройство шкива лишь на одном конце барабана, непосредственно на теле самого барабана. Для тормозного шкива на приисках предпочитают деревянную конструкцию.

Тормоза различают *подушечные* и *ленточные*. В приисковой практике отдается предпочтение подушечным тормозам (фиг. 71), хотя ленточный тормоз надежнее и проще. Для охлаждения тормозов их нужно время от времени поливать водой.

**Бремсберговые канаты.** Предпочтительней берутся стальные канаты толщиной 19—22 мм, свитые в одну сторону, а также канаты с плоскими прядями, как наиболее сопротивляющиеся износу конструкции. Для соединения каната с вагонеткой на конце каната заделывается петля со вставленным в нее металлическим сердечником. Конец каната обычно скрепляется бохумскими скоб-



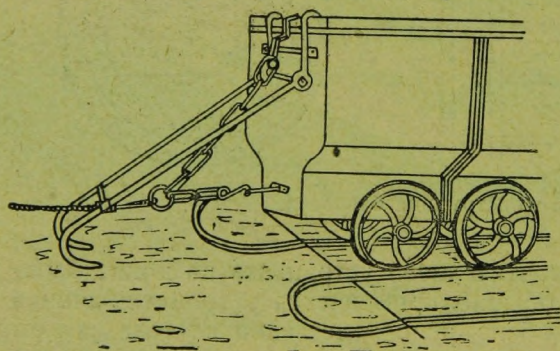
ками. К петле сердечника прикрепляется вращающаяся скоба с цепью.

При крутом уклоне (более  $18^\circ$ ) к бремсбергу добавляется для предупреждения опрокидывания вагонетки так называемая натяжная цепь и захваты (фиг. 72).



Фиг. 71. Общий вид подушечного тормоза. Шквив деревянный.

Бремсберги с концевыми канатами имеют много недостатков и в последнее время при разработке россыпей почти совершенно выходят из употребления, уступая место бремсбергам с бесконечным канатом.



Фиг. 72. Натяжная цепь и захваты.

Бремсберги с бесконечным канатом имеют следующие преимущества: 1) более низкий предел угла наклона ( $2,5-3^\circ$ ), благодаря чему число вагонеток может быть большим; 2) более экономичны и безопасны вследствие незначительной скорости движения; 3) производительность бремсберга может быть до-

ведена до 4-кратной производительности по сравнению с концевым бремсбергом той же длины и уклона; 4) избыток тяжести может быть использован для транспортировки вверх разного рода вспомогательных материалов (леса и пр.).

Перечисленные преимущества целиком перекрывают недостатки в сравнении с концевыми бремсбергами, заключающиеся в том, что в случае отрыва каната весь бремсберг останавливается на более продолжительный срок, чем это имеет место при концевом канате.



**Тормозные приспособления** у бремсбергов с бесконечным канатом состоят из шкива и тормоза. В зависимости от нагрузки бремсберга шкивы делаются с одним или несколькими желобами. В последнем случае предпочтительней применять двойные шкивы — главный и промежуточный (контршкив) — с числом желобов, исключающим возможность скольжения при данной нагрузке.

Тормоза, как и при концевых бремсбергах, употребляются подушечные и ленточные, с ручным торможением. Тормозной шкив обычно соединяется с главным шкивом, реже тормоза устраиваются на главном и вспомогательном шкивах. В практике применения бремсбергов при разработке россыпей тормозной шкив обычно устраивается на верхнем шкиве. Для правильной работы бремсберга канат должен всегда иметь определенное натяжение. Это достигается устройством так называемых натяжных приспособлений. При длине бремсберга до 400 м необходимо одно такое приспособление, действующее автоматически. Оно устраивается обычно в нижнем конце бремсберга, где натяжение является наименьшим.

Канат для бремсберга берется толщиной 22—23 мм. Аппаратом для прицепки вагонеток служит вилка, работающая подобно тому, как это описано для механических канатных дорожек в штрехах.

Прицепка вагонеток на муфты каната производится, когда вагонетка находится на бремсберговом пути. Для того, чтобы вагонетка не ушла вниз, не будучи прицепленной к канату, обязательно устройство прочных предохранителей (см. ниже).

**Меры безопасности**, которые должны быть обязательно предусмотрены на каждом бремсбере, заключаются в следующем:

1. Приемные площадки и наклонная плоскость бремсберга должны иметь достаточное освещение, причем особенно хорошо и надежно должна быть освещена верхняя площадка, в частности пункты прицепки вагонов и тормозное устройство.

2. На приемных площадках должны быть вывешены хорошо видимые предостерегающие и сигнальные таблицы.

3. Место тормозного приспособления должно быть огорожено и защищено как от обрыва канатов, так и от вагонеток.

4. На нижней площадке необходимо иметь ограждение для приема оторвавшихся с каната вагонеток.

5. Спуск от верхней площадки на наклонную плоскость бремсберга должен быть огорожен затвором или барьером, чтобы предупредить уход вниз вагонеток, еще не прикрепленных к канату.

Различают в основном три вида затворов:

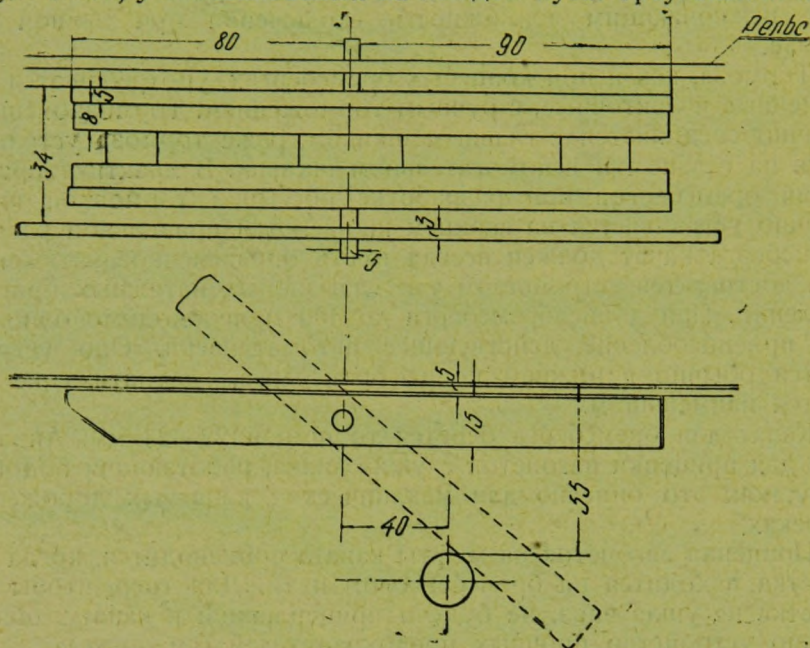
1. Разного рода собачки, устраиваемые на рельсах или шпалах, например собачки (фиг. 73), укрепляемые между рельсами на порожняковом пути при бесконечном бремсбере.

2. Съемные захваты, надеваемые на вагон перед отправкой (при концевых бремсбергах).

3. Барьеры, захватывающие кузов вагона.



Полуавтоматические барьеры представляют собой затворный треугольник, устанавливаемый на каждом пути. Треугольник при-



крепляется шарнирно к круглой железной оси, лежащей на высоте 20 см над верхним краем вагончика. Для пропуска вагона треугольник должен быть поднят откатчиком за цепь или канат, после чего он автоматически закрывается.

**Механическая откатка с помощью бесконечных канатных дорожек.** Такая откатка является одним из наиболее распространенных видов механической откатки при разработке россыпей. Всякая канатная дорожка состоит из следующих основных частей: каната, ведущей станции, конечной станции, натяжного устройства и рельсового пути.

Канат в этом устройстве является основной и наиболее ответственной частью, подвергающейся в то же время наибольшему



износу. Поэтому создание условий, благоприятствующих сохранению каната, является одной из основных эксплуатационных задач при механических канатных дорожках. Для этой цели необходимо:

- 1) избегать толчков при подцепке вагонеток;
- 2) строго соблюдать предел соотношения между диаметром шкивов и проволокой каната, который не должен быть меньше чем  $1 : 1000$ ;
- 3) применять достаточное количество роликов, не допуская волочения каната по земле;
- 4) уменьшать влияние коррозии, для чего нужно применять оцинкованные канаты, выбирать канаты с возможно большим диаметром проволоки и смазывать канаты горячими составами, не содержащими смолы и кислот (графитовой мазью или ее смесью с вазелином, льняным маслом).

Наиболее распространенными диаметрами канатов являются: для дорожек, имеющих грузовое направление вниз по падению долины, — 19 мм; для дорожек, имеющих грузовое направление вверх по долине, — 22—25 мм; для наклонных шахт—25—31 мм.

Вес 1 м каната равен примерно 1,5 кг. Соединение отдельных концов каната достигается счалкой, являющейся наилучшим, но редко применяющимся способом, требующим наличия опытного такелажника, или канатным замком обычного типа. Способы сцепления каната с вагонеткой довольно разнообразны. Из них можно выделить две основные группы: сцепление при откатке гладким канатом и сцепление при откатке канатом с узлами, которые делаются или внутренними (собственно узлы) или наружными (так называемые прицепные муфты).

Гладкие канаты наиболее практичны во всех случаях откатки, когда крутизна подъемов по всей длине дороги не превышает отношения  $1 : 0$ . Преимущества этой системы заключаются в том, что, во-первых, вагонетка может быть прицеплена к канату в любом месте его длины, тогда как при узловом канате — только на узле; во-вторых, при гладком канате последний, особенно при наличии частых поворотов со шкивами и роликами, изнашивается значительно меньше, чем канат с узлами, который испытывает в этом случае вредные перегибы проволоки, способствующие их быстрому обрыву.

Зацепление при гладких канатах осуществляется с помощью захватов, действующих заклиниванием или трением. В практике канатной откатки наибольшее распространение в горном деле получили заклинивающие вилки. Лучшей формой вилки является так называемая эксцентричная вилка (фиг. 74). Принцип работы такой вилки заключается в том, что она сидит не над серединой колеи, а несколько сбоку; поэтому при вложении каната в вилку он стремится выпрямиться, поворачивает захват вокруг его вертикальной оси и тем самым заклинивается.

Некоторое изгибание каната при заклинивании не имеет существенного значения, так как места прицепки постоянно ме-



няется и износ от изгибания распределяется равномерно по всему канату.

Узловые канаты в практике горного дела постепенно выходят из употребления, особенно в крупных, долго действующих установках, так как срок службы канатов при узловой сцепке, осо-

бенно при частых поворотах выработок, значительно ниже по сравнению с гладкими, и они требуют частой перестановки и возобновления узлов.

В практике разработки золотых россыпей применение откатки узловыми канатами с неподвижными вилками до сих пор является преобладающей, если не единственной формой зацепления. Причины этого предпочтения заключаются в следующем:

1. Надежная работа эксцентричных вилок гладкого зацепления,

Фиг. 74. Эксцентричная заклинивающая вилка.

а следовательно, и работа откаточного устройства возможна только при безупречном состоянии вагонеток и пути.

2. Повороты откаточной выработки оборудуются на россыпях не роликами и шкивами, отклоняющими канат согласно кривизне закругления, а специальными самокатами и под'емами, что не приемлемо для гладкого зацепления.

Применение на закруглениях отклоняющих роликов и шкивов затрудняется или в большинстве случаев вовсе исключается обычной для россыпей неустойчивостью выработок, постоянно дающих осадку. Это нарушает правильное соотношение деталей оборудования, что при большой нагрузке пути совершенно недопустимо.

3. При откатке на галечно-эфельных отвалах и по штольням применяются опрокидывающиеся вагонетки с боковой прицепкой, допускающей применение только узловых канатов.

4. При работе через наклонные шахты прицепка на гладкий канат для пути по шахте и эстакадам вообще невозможна, так как под'ем пути обычно превышает 1 : 10.

Во многих случаях, при откатке по дневной поверхности между шахтами на центральный промывальный прибор, возможно применять гладкое зацепление, и пренебрежение к нему, наблюдающееся в практике работы предприятий россыпной золотопромышленности, является исключительно результатом рутины. Канаты



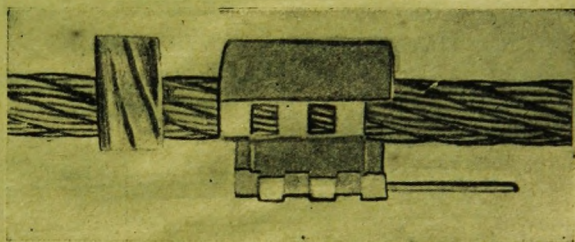
с внутренними узлами вследствие склонности их к крайне быстрому износу в настоящее время совершенно не применяются.

Внешние узлы насаживаются на гладкий канат на месте перед установкой каната для работы. Вполне совершенной конструкции внешнего узла нет. По материалам, из которых узлы изготавливаются, они разделяются на мягкие, или пеньковые, и твердые, или металлические. Требования, которым должны удовлетворять узлы, заключаются в том, что узлы должны прочно сидеть на канате, быть дешевы и не влиять на гибкость каната. Первому условию удовлетворяют твердые узлы, но зато в этом случае канат страдает от того, что его проволоки не могут изгибаться в самом узле, что особенно сказывается при огибании шкивов.

При употреблении пеньковых узлов гибкость каната полностью сохраняется, но такие узлы не сидят прочно, постоянно разматываются, и при большой нагрузке пути их применение вообще становится невозможным. Ремонт мягких узлов при неполной нагрузке устройства требует ежедневного задолжения на каждые 1000 м каната в среднем двух рабочих поденщин.

Выбор системы узла зависит в каждом отдельном случае от экономических условий данного района и соображений наимыгоднейшей формы организации производственного процесса с точки зрения его непрерывности.

Исключительным распространением при разработке россыпей пользуются твердые узлы, хотя это и повышает изнашиваемость каната. Обусловливается это тем, что стоимость рабочей силы на приисках обычно высока, а органи-



Фиг. 75. Металлический узел.

зация производственного процесса в определенные моменты сплошь и рядом требует осуществления его непрерывности.

Металлические узлы, применяемые при разработке россыпей, обычно изготавливаются из меди по типу известного узла Блейхерта (фиг. 75). Этот узел состоит из двух полуцилиндров, входящих зубьями один в другой и скрепленных проходящими сквозь зубья штифтами. В целях удешевления стоимости узлов на Ленских приисках с успехом применялись муфты из чугуна с медными вкладышами между ними и канатом. Назначение последних — достижение наибольшей плотности насадки и возможно большей сохранности канатов. Еще лучшие результаты дало изготовление узлов из железа. Откованные вручную узлы показали в работе отличные результаты, но дорого стоили. Изготовление муфт путем штамповки делает железные узлы с медными вкладышами наиболее дешевой формой внешнего узла.

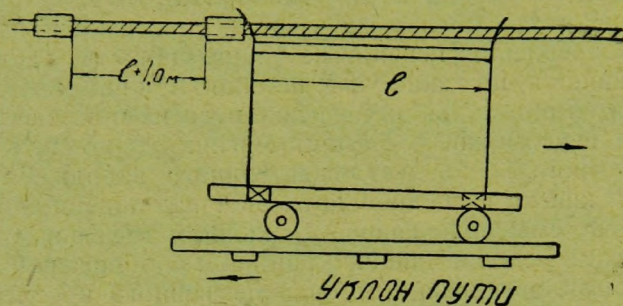
В последнее время стахановцы Лены предложили конструкцию жесткого узла из круглого железа диаметром 15 мм. Такой узел



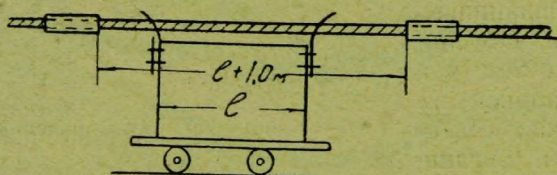
продевается между прядями каната и в холодном состоянии плотно загибается спиралью вокруг каната по три витка на сторону. Являясь простым, дешевым и прочным, такой узел одновременно довольно эластичен на сгибах.

Преимущество узлов этого типа заключается в их дешевизне, простоте изготовления и ремонта. Однако при большой нагрузке дорожки и эти узлы подвергаются быстрому износу.

Двойные узлы употребляются на канатных дорожках по наклонным шахтам, где вследствие большого угла под'ема ( $20-30^\circ$ ) при большой длине (100—200 м) на узел приходится большая



*а) расположение узлов при откате вверх по уклону долины*



*б) расположение узлов при наличии в пути уклонов*

Фиг. 76. Схемы расположения узлов.

нагрузка. Поэтому в таких случаях позади каждого узла ставится такой же второй узел.

Контрузлы при откатке в россыпях, где обычно под'емы чередуются с уклонами, являются совершенно необходимыми. В этом случае узлы размещаются попарно так (фиг. 76), чтобы расстояние между узлами каждой пары немногим превышало длину вагонетки (обычно на 1,0 м). При срыве вагонетки с ведущего узла на уклоне она будет неизбежно удерживаться вторым узлом.

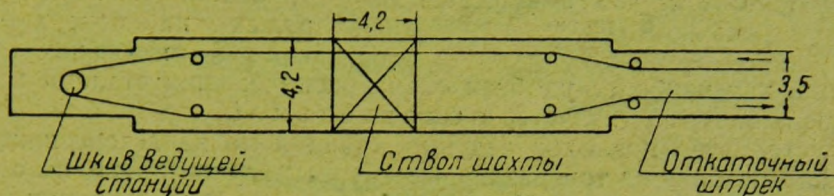
На каждый узел можно прицеплять только одну вагонетку. Это требование является основным для правильной эксплуатации устройства.



Нормальное расстояние между муфтами принято считать равным 15—20 м. При невыгоднейшей скорости движения каната это расстояние обеспечивает наиболее бесперебойное прохождение вагонетками закруглений и самокатов. Наименьшим допустимым расстоянием между муфтами, с точки зрения эксплуатационно-технических качеств дорожки, является 5,0 м.

Для сохранения каната узлы необходимо возможно чаще (не реже чем через 2 мес.) передвигать на новое место по канату (на 250—300 мм).

**Ведущая станция.** Существуют четыре случая расположения ведущей станции канатной дорожки относительно шахты:



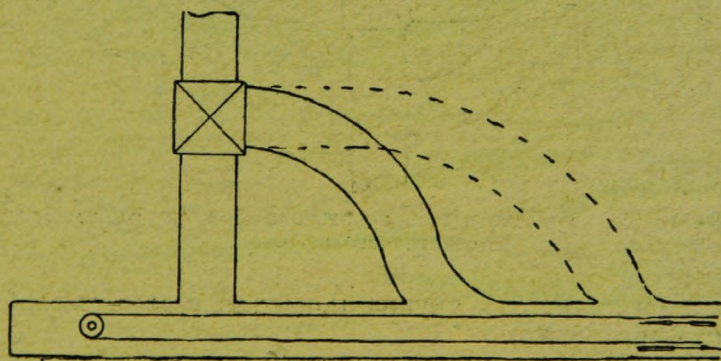
Фиг. 77. Схема расположения ведущей станции.

1. Станция и шахта находятся на одной прямой с откаточным штрekom (фиг. 77).

2. Станция находится на одной прямой с откаточным штрekom, а шахта расположена в стороне (фиг. 78).

3. Шахта и штрек находятся на одной прямой, а станция — в стороне (фиг. 79).

4. Станция и шахта расположены по обеим сторонам откаточного штрека (фиг. 80).



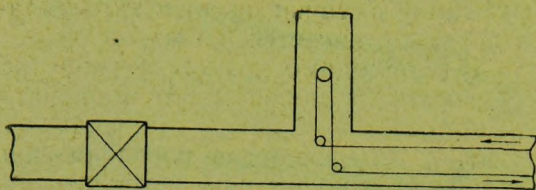
Фиг. 78. То же, но шахта расположена в стороне.

Каждая из этих схем применяется в зависимости от форм организации откатки. При односторонней откатке наиболее удобной будет схема 2, при двусторонней (с верхнего и нижнего поля шахты) — схема 3 или схема 4, причем в этом случае по схеме 3 и 4 на одной станции от одного двигателя работают два шкива



одновременно или порознь (путем выключения одного из них).

В практике разработки россыпей все перечисленные выше типы расположения ведущих станций применяются в зависимости от способа вскрытия россыпи, ее ширины и порядка отработки.

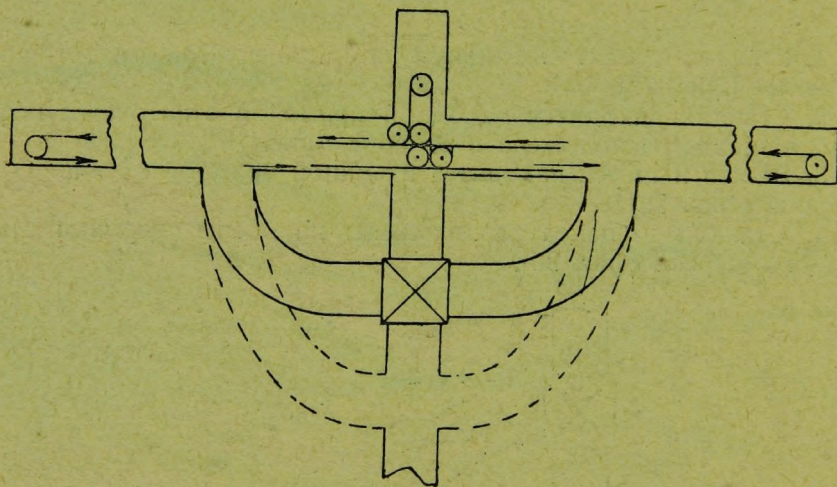


Фиг. 79. То же, но станция расположена в стороне.

Наиболее практичным, если это допустимо по условиям разработки россыпи, является расположение станции на одной прямой со штреком. При проектировании канатных дорожек на поверхности или в штольнях эта

схема, как наиболее удобная схема расположения станции в отношении штрека, является обязательной.

Устройство приводов ведущих станций по характеру шкивов можно разбить на три различные группы: группа приводов с одножелобчатым шкивом (фиг. 81), группа приводов с заклиниваю-



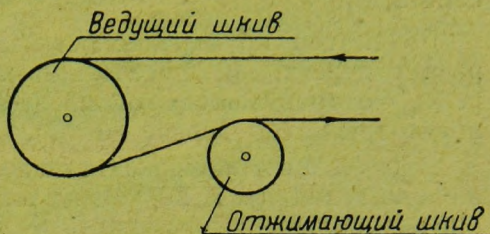
Фиг. 80. То же, но шахта и станция расположены по разным сторонам откаточного штрека.

щим шкивом (фиг. 82), группа приводов с многожелобчатыми шкивами (фиг. 83, 84).

Желобчатый шкив имеет один желоб, и канат обхватывает его немного более, чем наполовину. Таким образом трение между шкивом и канатом невелико, что и определяет границы применения привода этого типа. Такие приводы применяются с успехом только при коротких путях и небольшой нагрузке, главным образом, на отвалах и при коротких прямых штреках с грузовым направлением вниз по течению при уклоне долины 0,01—0,015. Устройство приводов по этому типу просто, дешево и гарантирует наименьший износ каната.



К заклинивающим шкивам относятся собственно заклинивающие шкивы и шкивы с заклинивающей обвивкой каната, т. е. с обвивкой его по одному и тому же желобу два раза. Последние имеют тот недостаток, что заклинивание невозможно регулировать в зависимости от натяжения. Заклинивание тем больше, чем сильнее натяжение, и как следствие этого частые обрывы каната и аварии неизбежны в том случае, если на линии произошло забуривание вагонетки или по какой-либо иной причине остановилось движение каната: канат не сбуксует.

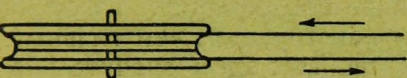


Фиг. 81. Привод с одножелобчатым шкивом.

В технике существуют типы заклинивающих шкивов, допускающих регулирование заклинивания в зависимости от натяжения (например, шкив Грюнинга). Однако устройство этих шкивов очень дорого и сложно, и они применяются в горном деле только там, где по условиям производства требуется применение небольшого пор-

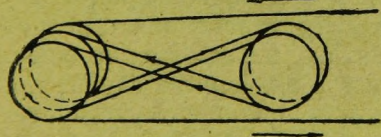
тивного устройства.

При разработке россыпных месторождений, где габариты выработки обычно не лимитируют размер привода, шкив Грюнинга не применяется.



Фиг. 82. Привод с заклинивающим шкивом.

Шкив с заклинивающей обвивкой каната может применяться при устройстве канатных дорожек с грузовым направлением вверх по долине и при значительной длине пути, когда требуется большое натяжение. Однако эксплуатация этого типа привода показала на практике его отрицательные качества, и шкив с заклинивающей обвивкой не может быть рекомендован при сооружении канатных дорожек



Фиг. 83. Привод с многожелобчатым шкивом.



Фиг. 84. Привод с многожелобчатым шкивом.

в качестве вполне рационального и практичного типа привода. Поэтому, поскольку габариты подземных выработок в россыпных месторождениях, проходимых обычно по полезному ископаемому, не лимитируют, строго говоря, размеров привода, во всех случаях откатки, требующих большого трения на ведущем шкиве привода, следует применять приводы с многожелобчатыми и обводными шкивами как наиболее надежные из всех существующих систем.



Переkreщивание каната между шкивами увеличивает дугу обхвата, но, не увеличивая трения, способствует лишь распределению износа каната на большую площадь.

Ведущий и обводный шкивы должны иметь диаметр, величина которого не должна быть менее 1250—1500 диаметров проволок каната.

В золотой промышленности шкивы делаются обычно из дерева с деревянной футеровкой желобов, изготовляемой из березы, которая иногда оббивается сыромятной кожей (коэффициент трения по дереву—0,250).

В отдельных желобках главного шкива давление имеет различную величину. В первом желобке, на который канат набегаёт, оно наибольшее; в каждом последующем желобке натяжение каната, а следовательно, и давление его, уменьшаются. Поэтому первый желоб подвержен износу больше других. При разработке россыпей количество желобов главного шкива обычно не превышает двух, и они протесываются в одной и той же футеровке шкива, которая, следовательно, сменяется одновременно для обоих желобков. Таким образом неоднородность износа желобков в данном случае практического значения не имеет. Обводной шкив при двух витках на главном шкиве обычно также изготовляется цельным, иногда более легкой конструкции, чем главный шкив, так как трение между канатом и шкивом здесь значительно меньше, чем на главном шкиве.

При разработке россыпей подземным способом совершенно не применяются сложные, дорогостоящие конструкции, существующие в практике механической откатки. Применяются конструкции простейшего вида; детали изготовляются из дерева. Привод работает в связи со сроками разработки россыпи обыкновенно недолго.

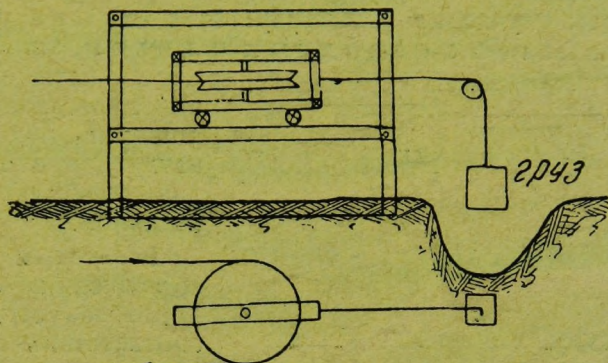
**Натяжное устройство.** Натяжное устройство составляет вторую деталь, определяющую качество работы канатной дорожки. Задачей натяжного устройства, во-первых, является предохранение каната от разрыва в случае, если вследствие схода с рельсов вагонетки или от иных причин его натяжение чрезмерно увеличится. Это явление имеет особенно важное значение в случае применения заклинивающих шкивов и совершенно отсутствует в приводах с одножелобчатым простым шкивом.

Второй и главной задачей натяжного устройства является создание одинакового натяжения на всем канате — необходимого условия для правильной работы всей системы откатки. Натяжение осуществляется с помощью устройств двойного рода, применяемых обычно одновременно. Первое устройство — это концевые натяжные станции или концевые натяжные устройства. Суть их заключается в том, что обводной конечный шкив делается передвижным, скользящим на салазках в прочной раме под действием двух усилий: натяжения каната и уравнивающего груза (фиг. 85). По мере вытягивания каната груз обычно приходится перевешивать.



Такие концевые станции являются самодействующими. Несамодействующие концевые натяжные устройства работают посредством ручной лебедки или натяжных винтов. Однако при разработке россыпей натяжные устройства этого рода не применяются, так как габариты подземных выработок всегда позволяют разместить в них самодействующие устройства.

Другим видом натяжного устройства являются так называемые самодействующие компенсаторы, устанавливаемые в одном из пунктов канатной линии, между главным и конечным шкивами. Натяжное устройство этого типа имеет целью предохранить канат от излишнего напряжения, обрыва и внезапных толчков. Чрезмерные натяжения каната могут продолжаться зна-



Фиг. 85. Передвижной конечный шкив.

чительный промежуток времени, если, например, канат тянет излишне большое количество вагонеток. В этом случае канат на ведущем шкиве не сбуксует, но все же излишнее напряжение вредно отзовется на его целости. Компенсатор должен немедленно реагировать на возникновение такого повышенного напряжения на канате. Наблюдающий за ним машинист канатной дорожки немедленно выключает привод и требует разгрузки каната.

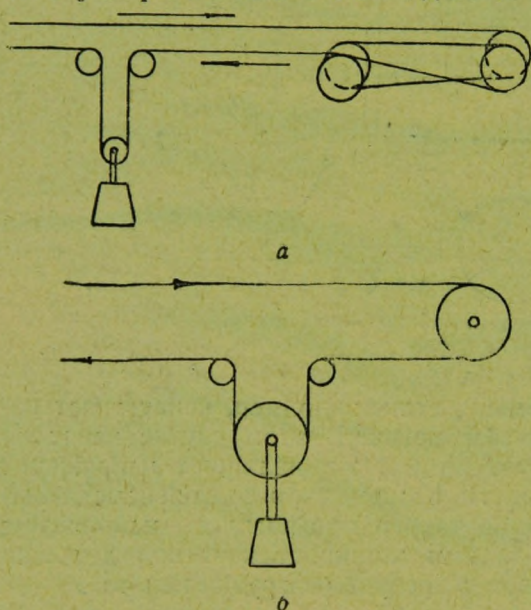
При пуске машины в ход после остановки компенсатор заставляет тяговой канат немедленно начать сбегать с приводного шкива. Дело в том, что во время стоянки машины, а следовательно и канатов, они натянуты одинаково. При пуске машины канат приходит в движение не одновременно по всей своей длине, а постепенно от желоба набегающего каната через самый канат к обводному шкиву и через сбегавший конец каната опять к двигателю. При отсутствии компенсатора канат начал бы скользить в желобках главного шкива и возможно соскользнул бы с него, так как в начале работы канат уже навивается на шкив, но со шкива еще не сбегает. Поэтому натяжное устройство должно помещаться обязательно на сбегавшем конце каната, возле двигателя, для того, чтобы оно было постоянно в поле зрения машиниста и он мог остановить машину и предупредить аварию каната немедленно, еще до получения сигнала



с места аварии, как только будет замечен чрезмерный ход противовеса компенсатора (фиг. 86).

При пуске машины противовес компенсатора сначала автоматически резко опускается, выбирая слабину сбегающего конца каната и тем самым заставляя его сбежать со шкива, а затем снова поднимается, когда вся дорожка придет полностью в движение. Величина груза для противовеса компенсатора зависит от условий работы дорожки и величины ее нагрузки. Теоретически эта величина может быть вычислена по формулам, однако, гораздо более целесообразней подбирать ее опытным путем, как это и производится на практике. В среднем величина груза колеблется от 400 до 800 кг.

Ни в коем случае не рекомендуется связывать натяжное устройство с обводным шкивом, так как в этом



случае натяжение противовеса распределяется поровну на оба конца каната, противодействуя движению, развиваемому машиной.

**Рельсовый путь** при сооружении канатных дорожек устраивается в соответствии с принципами, изложенными выше. Для канатных дорожек откаточный путь должен иметь, по возможности, равномерный уклон. Особенно следует избегать коротких мульд, так как канат в этом случае выскакивает из вилки. Как правило, откаточный путь должен быть пря-

Фиг. 86а и б. Самодействующий компенсатор. мым.

Особое значение в работе канатных дорожек, в частности устройства рельсового пути, на котором следует остановиться, имеют закругления (если не удастся их избежать), являющиеся наиболее узким и ненадежным местом всей этой системы откатки. Проход кривых без направляющих роликов для каната возможен только при слабо натянутом канате, вилочном захвате и небольшом угле отклонения ( $10-14^\circ$ ). Так как канатные дорожки при разработке россыпей работают обычно с туго натянутым канатом, ведущим вагонетки вверх по уклону долины, то проход закруглений без каких-либо приспособлений не рекомендуется даже при самых незначительных углах отклонения.



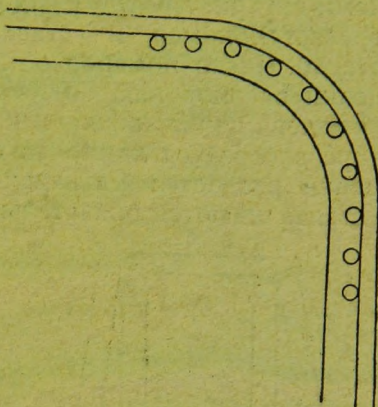
Существуют два способа прохода закруглений: способ прохода с направляющими шкивами, как показано на фиг. 87, и способ прохода с помощью автоотцепки и самокатов, причем канат, направляемый плоскими роликами, вагонетку по закруглению не ведет. Первый способ осуществляется с помощью плоских или полукруглых роликов (шкивов) с желобками для каната. Применение роликов возможно только в том случае, если захватывающая канат вилка поставлена сбоку вагонетки. Сущность второго способа прохода закруглений заключается в том, что на каждом пути, в направлении движения каната, перед закруглением устраивается подъем с уклоном 1:10 или 1:15 на протяжении 15—10 м. Вагонетка, дойдя до конца горки, начинает опускаться по уклону. Канат, поднятый роликом, выходит из вилки, и освобожденная вагонетка самокатом проходит закругление и задерживается снова (автоматическим или ручным тормозом) у места новой прицепки.

Высота и длина горки (подъема) зависит от длины закругления, которую вагонетке надо пробежать самокатом.

При разработке россыпей обычно применяется только второй способ прохода закруглений, так как он надежнее и проще и его устройство вполне допускается габаритами подземных выработок. Устройство канатных дорожек на поверхности благоприятствует применению этой системы. Недостатком способа является необходимость иметь специального рабочего прицепщика на прицепке вагонов после самоката. Однако этот недостаток в полной мере окупается четкостью работы и простотой устройства для прохода закруглений.

Основными требованиями, предъявляемыми к закруглениям, проходимым с помощью самокатов, является то, что закругления должны иметь возможно меньший радиус. Наилучшим углом поворота откаточной выработки для устройства закругления будет угол, близкий к прямому. Другое требование заключается в том, что пересечение выработок откаточным штреком должно обязательно производиться под углом, близким к прямому. В случае пересечения выработок под острым углом создается обширное выработанное пространство, которое требует тяжелого и дорогого крепления и легко дает осадку.

**Сигнализация.** При большом протяжении путей сигнализация играет важнейшую роль в обеспечении нормальной работы канатных дорожек. При помощи сигнализации машинист, а также ремонтный рабочий и десятник откатки извещаются о необходимости остановки движения.

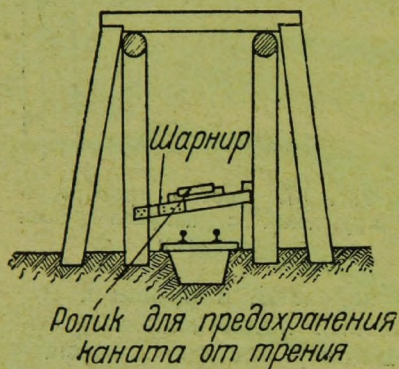


Фиг. 87. Способ прохода закруглений с направляющими шкивами



Обычно применяется электрическая сигнализация. Ее устройство состоит из проводов, звонкового аппарата в машинном отделении, из световых номераторов в машинном отделении и в различных пунктах откаточного штрека и из сигнальных рубильников для подачи сигнала. Изолированные провода подвешиваются в штреке в соответствии с требованиями проводки в шахтах электросети. Ток применяется напряжением 110 В.

Звонковый аппарат — обычного типа. Световые номераторы представляют собой деревянные ящики с электрическими лампочками внутри. Против каждой лампочки в боковых стенках ящика врезаются номер, и вставляется с внутренней стороны красное стекло. Число номеров обычно соответствует числу пунктов прицепки вагонов плюс один сигнал специального назначения. При включении рубильника в каком-либо пункте прицепки в номераторе загорается лампочка с номером данного пикета и одновременно раздается сигнальный звонок. Сигнальные рубильники устанавливаются обязательно в каждом пункте прицепки вагонов.



Фиг. 88. Предохранительные ворота.

**Предохранительные приспособления** в пути служат для предупреждения скатывания вагонеток обратно по уклону в случае обрыва каната или отцепления вагонетки. При под'емах, не превышающих 1 : 25, для этого ставятся так называемые «ворота» (фиг. 88).

Ворота, вращающиеся на слегка наклонном шарнирном соединении, прикрепляемом обычно к подхватному столбу, открываются движущейся вагонеткой в сторону движения и по проходке последней собственной тяжестью закрываются обратно, упираясь другим концом в специальный упор. На во-

рота сверху надевается ролик из трубы, имеющий целью поддерживать провисающий канат. Таким образом ворота выполняют двоякое назначение. Ворота ставятся как на грузовом, так и на порожняковом пути. При под'емах, превышающих 1 : 25, обычно применяются так называемые «собачки».

На канатных дорожках, установленных в наклонных шахтах, предохранительные устройства аналогичны описанным выше для бремсбергов. Отсутствие этих устройств зачастую ведет к тяжелым несчастным случаям.

Скорость движения каната, применяемая на практике, обычно колеблется от 2 до 5 км в час. Чем меньше число закруглений и чем короче канатная дорожка, тем большей может быть скорость.

**Движущая сила.** Движущей силой, обычно применяемой при механической откатке, является электричество — в подземных работах, на поверхности — электричество, вода и гораздо реже

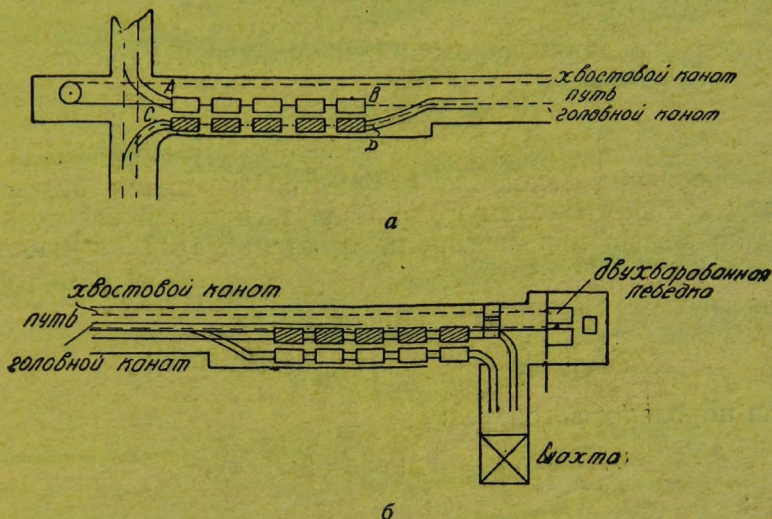


пар. Мощность двигателей, применяемых в различных случаях, обычно не превышает 35 л. с. Для дорожек, работающих с грузовым направлением вниз по долине, в зависимости от длины пути, достаточно мотора 15—20 л. с., для дорожек с грузовым направлением вверх по долине — 25—35 л. с.

В наклонных шахтах, длина которых обычно не превышает 160 м, а угол наклона  $25^\circ$ , применяются моторы 25—30 л. с.

На фиг. 89, 90, 91 приведены схема и общий вид канатных дорожек.

**Прицепные пункты и прицепка.** Простейшим видом захвата для каната, который применяется при разработке россыпей, является прицепная вилка, помещаемая у деревянных вагонеток



Фиг. 89а и б. Схема канатной дорожки.

нормального типа посередине и у коппелевских — сбоку. Вилка захватывает канат у муфты. Прицепные пункты устраиваются у места выдачи песков («свалки»), после самокатов, и у рудничного двора, где скапливается порожняк. Правильное устройство прицепных пунктов должно обеспечивать такое положение, при котором вагонетка подходит под самый канат и прицепщику остается с приближением муфты вложить канат в вилку, сообщив вагонетке во избежание толчка при подцепке поступательное движение вручную. Необходимо избегать подцепки вагонеток на схваты, соединяющие концы каната, а также цеплять несколько вагонеток на одну муфту, так как это разрушает узлы, портит канат и ведет к авариям в пути.

Вагонетка при подцепке помещается обязательно между сдвоенными муфтами, из которых задняя является ведущей. Канат помещается в обе вилки.

**Расчет основных элементов бесконечной канатной дорожки** ведется по заданной нагрузке шахты или разреза. При сменной производительности дорожки А т и шестичасовом рабочем дне



производительность дорожки а вагонеток в одну минуту определяется по формуле:

$$a = \frac{A}{K \cdot 6 \cdot 60 \cdot Q} \text{ вагонеток/мин};$$

где:

$K$  — 0,7—0,8 — коэффициент практического использования времени в рабочую смену,

$Q$  — емкость вагонетки в тоннах.

При скорости движения каната  $v$  м/сек расстояние между вагонетками на канате  $l$  для обеспечения производительности  $a$  определится как:

$$l = \frac{60v}{a} \text{ м},$$

отсюда на всю длину дорожки  $L$  м число вагонеток на канате  $n$  будет:

$$n = \frac{L}{l}.$$

Одновременно такое же количество вагонеток будет находиться на порожняковом пути. Сила тяги одной вагонетки при свободно лежащем на вагонетке канате определится на прямом пути по формуле

для груженных вагонеток:

$$Z_Q = Q + W + pl (f \cos \alpha \pm \sin \alpha);$$

для порожних вагонеток:

$$Z_W = W + pl (f \cos \alpha \pm \sin \alpha),$$

где:

$Q$  — полезный груз вагонетки, кг

$W$  — мертвый груз вагонетки, кг

$p$  — линейный вес каната, кг

$l$  — расстояние между вагонетками, м.

На горизонтальных путях или на путях с ничтожным уклоном

$$\cos \alpha = 1 \text{ и } \sin \alpha = 0,$$

Тяговой канат дорожки рассчитывается на наибольшее натяжение, которое будет иметь место у точки соприкосновения набегającego каната со шкивом. Величина этого натяжения выразится по формуле:

$$S_p = S_0 + cn (1,1Q + 2W + 2pl) f,$$

иначе:

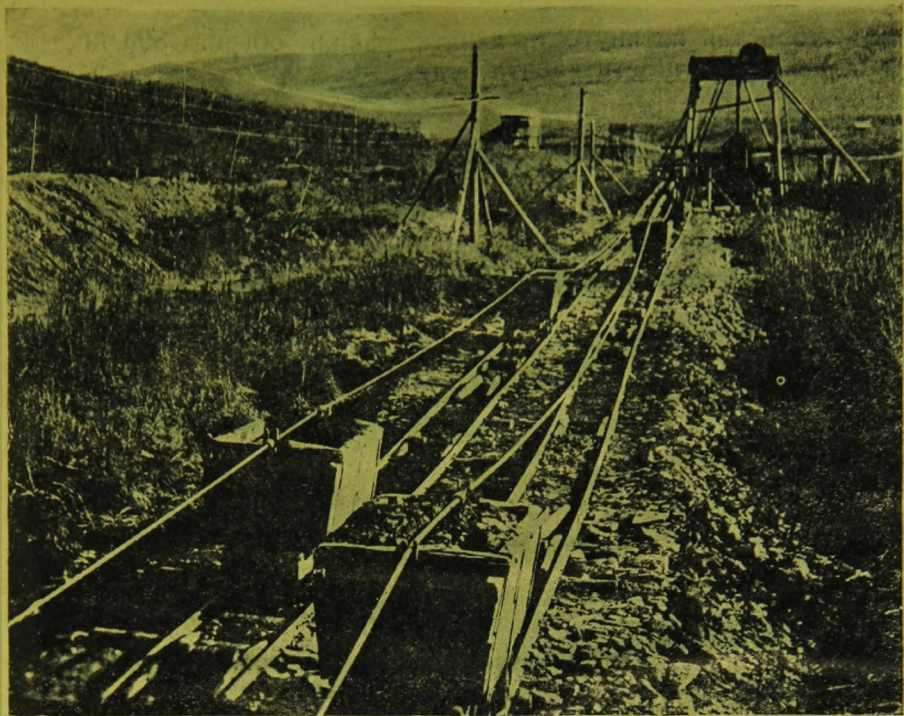
$$S_p = S_0 + S_n,$$

где:

$c$  — 1,05—1,20 — коэффициент, учитывающий вредные сопротивления от трения каната по роликам,

$0,1Q$  — нагрузка порожней вагонетки обратным грузом (лесом, инструментом, оставшейся породой и пр.),





Фиг. 90. Общий вид канатной дорожки.



Фиг. 91. Общий вид центрального откаточного узла канатной дорожки.



$S_0$  — холостая натянутость каната, равная обычно 300 кг.  
Уравнение прочности каната будет:

$$\frac{pK_z}{\gamma} = S_0 + S_n,$$

где:

$K_z$  — допускаемое напряжение на разрыв, равное 10—16 кг/мм<sup>2</sup>;

$\gamma \approx 10000$  кг/м<sup>2</sup> — фиктивная плотность каната.

Отсюда

$$\frac{pK_z}{\gamma} = S_0 + c_n (1,1Q + 2W) f + 2c_n p l f$$

или, так как

$$n = \frac{L}{l},$$

получаем:

$$\frac{pK_z}{\gamma} = S_0 + c_n (1,1Q + 2W) + 2c_n p l f.$$

Мощность двигателя  $N$  определяется по полезному натяжению каната  $S_n = c_n (1,1Q + 2W + 2pl) f$  из выражения:

$$N = \frac{S_n v}{75\eta} \text{ л. с.},$$

где:

$v$  — скорость, откатки, м/сек,

$\eta$  — коэффициент полезного действия двигателя, равный 0,75—0,83.

Число желобков ведущего шкива при незаклинивающемся шкиве определится из условия:

$$\frac{S_D}{S_0} = 1^{\varphi \cdot \alpha},$$

где:

$S_D$  — наибольшее натяжение набегающего конца каната;

$S_0$  — холостое натяжение сбегающего конца;

1 — 2,718 — основание натуральных логарифмов;

$\varphi$  — коэффициент трения стального каната по футеровке шкива;

$\alpha$  — угол обхвата каната, выраженный в радианах.

При установке контршків, диаметр которых близок к диаметру ведущего шкива, угол обхвата можно принимать равным 180° или  $\pi$ . При числе желобков  $x$  угол обхвата составит  $\alpha = \pi x$ .

Тогда

$$\frac{S_D}{S_0} = 1^{\varphi \cdot \pi x}$$



Логарифмируя это выражение, получаем:

$$\lg \frac{S_D}{S_0} = \varphi \pi \cdot \chi \lg e;$$

$$\lg S_D - \lg S_0 = \varphi \cdot \pi \cdot \chi \cdot \lg e;$$

$$\chi = \frac{\lg S_D - \lg S_0}{\varphi \cdot \pi \lg e}.$$

Вал ведущего шкива рассчитывается на изгиб от давления каната и собственного веса и на скручивание от действия разности натяжений набегающего и сбегающего концов каната.

Давление от каната принимается равным:

при одножелобчатом шкиве  $\Sigma S = 3S_n$ ,

при двухжелобчатом шкиве  $\Sigma S = 4S_n$ ,

при трехжелобчатом шкиве  $\Sigma S = 5S_n$ ,

при четырехжелобчатом шкиве  $\Sigma S = 6S_n$ .

Равнодействующая нагрузка на вал  $F$  от собственного веса шкива и от давления каната определится как

$$F = \sqrt{(\Sigma S)^2 + G^2},$$

где  $G$  — собственный вес шкива и зубчатых колес.

**Пример расчета.** Допустим, что полная натянутость  $S_n$  — 890 кг, диаметр проволок выбранного сечения каната  $\delta$  — 1,4 мм, число желобков принято равным 2, и собственный вес шкива с зубчатыми колесами равен 1500 кг.

Тогда:

$$\Sigma S = 4S_n = 4 \cdot 890 = 3560.$$

$$F = \sqrt{3560^2 + 1500^2} \approx 3865 \text{ кг}.$$

Если длина вала  $l_1 = 40$  см, то изгибающий момент от силы  $F$  составит:

$$M_1 = \frac{1}{4} Fl_1 = \frac{1}{4} 3865 \cdot 40 = 38650 \text{ кг/см}.$$

Диаметр шкива  $D_\delta \geq 800\delta = 800 \cdot 1,4 = 1200$  мм.

Крутящее усилие равно  $S_n \cdot 890$  кг.

Радиус ведущего шкива  $= \frac{D_s}{2} = \frac{1200}{2} = 60$  см.

Крутящий момент  $M''_1 = 890 \cdot 60 = 53500$  кг/см.

Принимая, что  $\alpha_0 = 1$ , находим (по Хютте):

$$\frac{\alpha_0 M''_1}{M_1} = \frac{53500}{38650} = 1,38.$$

Этому значению по таблицам соответствует множитель  $\epsilon = 1,45772$ .



Таким образом суммарный момент от изгиба и кручения в нашем случае составит:

$$M'_1 - M_1 = 1,45772 \cdot 38650 = 56400 \text{ кг/см}.$$

Диаметр вала ведущего шкива  $d_1$  определится из формулы:

$$\frac{\pi d_1^3}{32} K_b = M_1.$$

Задаваясь допускаемым напряжением  $K_b = 400 \text{ кг/см}^2$ , находим:

$$d_1 = \sqrt[3]{\frac{32 \cdot 56400}{3,14 \cdot 400}} = 11 \text{ см.}$$

Расчет вала контршкива ведётся на изгибающее усилие от натяжения каната, определяемое, как и для ведущего шкива. В данном примере на двухжелобчатом ведущем шкиве контршкив будет один. Изгибающее усилие:

$$\Sigma S_1 = 2S_n = 2 \cdot 890 = 1780 \text{ кг.}$$

Рассчитывая ось на изгиб и принимая длину  $l_2 = 25 \text{ см}$ , находим изгибающий момент:

$$M_2 = \frac{1}{4} 1780 \cdot 25 = 11125 \text{ кг/см}^2.$$

Отсюда

$$d_2 = \sqrt[3]{\frac{32 \cdot M_2}{17K_b}} = \sqrt[3]{\frac{32 \cdot 11125}{3,14 \cdot 400}} \approx 6,5 \text{ см}^2.$$

Расчет вала конечного шкива производят, исходя из того что натяжение сбегавшего и набегающего каната одинаковы, т. е. что  $S_b = S_c$ , и что вал поэтому подвергается изгибу от силы

$$\Sigma S_2 = S_b + S_c = 2S_b.$$

Наибольшая натянутость порожнякового конца каната в разбираемом примере равна

$$S_b = 200 + 1,05 \cdot 48 (0,1 \cdot 650 + 350 + 27) 0,012 = 468 \text{ кг,}$$

где 27 — вес каната между вагонетками.

$$\Sigma S_2 = 2 \cdot 468 = 936 \text{ кг.}$$

Принимая длину  $l_3 = 25 \text{ см}$ , находим для конечного шкива, укрепляемого на двух подшипниках:

$$M_3 = \frac{1}{4} \cdot 936 \cdot 25 = 5850 \text{ кг/см}^2.$$

$$d_3 = \sqrt[3]{\frac{32 \cdot M_3}{\pi K_b}} = \sqrt[3]{\frac{32 \cdot 5850}{3,14 \cdot 400}} \approx 5,5 \text{ см}^2.$$

В табл. 32 приведены основные элементы расчетов различных систем откатки бесконечным канатом.



## Основные элементы расчета системы откатки бесконечным канатом

Элементы расчета	Откатка при зацеплении простой вилкой и канате гладком или с узлами, м				Откатка при зацеплении цепочкой, м			
	1 000	2 000	3 000	4 000	1 000	2 000	3 000	4 000
Скорость откатки, м/сек.	1,25	1,25	1,25	1,25	0,75	0,75	0,75	0,75
Расстояние между вагонетками, м . . . . .	15	15	15	15	9	9	9	9
Половинное число вагонеток, шт. . . . .	67	133	200	267	111	222	333	444
Толщина проволок, мм	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6	1,6
Число проволок каната	89	84	119	154	84	126	189	252
Вес 1 м каната, кг . . . .	0,96	1,64	2,32	3,0	1,64	2,46	3,68	4,91
Диаметр каната, мм . . . .	17	22	26,5	30	22,2	27,16	33,26	38,5
Вес отрезка каната между вагонетками, кг .	15	25	35	45	15	22	33	44
Натяжение каната от передвижения вагонеток, кг . . . . .	900	1 820	2 780	3 760	1 500	3 016	4 600	6 240
Натяжение каната от искусственных устройств, кг . . . . .	300	300	300	300	300	300	300	300
Наибольшее натяжение каната, кг . . . . .	1 200	2 120	3 000	4 060	1 800	3 316	4 900	6 540
Потребная мощность двигателя, л. с. . . . .	18	37	65	90	18	38	66	92

**Откатка головным и хвостовым канатом** применяется в тех случаях, когда производительность шахты невелика, а по техническим или экономическим условиям проходка двухпутевых откаточных путей нецелесообразна. Сущность откатки заключается в том, что поезд передвигается при помощи двух канатов, навиваемых на барабаны лебедки.

Нагруженный поезд подходит к шахте, после чего по тому же пути возвращается порожняковый состав.

Скорость движения поездов изменяется от 1,5 до 2—3 м/сек и даже более. При такой скорости и значительной длине составов (до 30—50 вагонеток) производительность откатки может быть очень высокой. Однако при разработке россыпей большие поезда и большие скорости не практикуются, так как расстояния откатки, как правило, невелики. Состав поезда обычно не превышает 6—8 вагонеток.

На начальной и конечной станции устраивается раз'ездная площадка, рассчитанная на длину поезда. На этих площадках составы ставятся один против другого. Для того, чтобы канат не волочился по почве выработки, он поддерживается на всем пути роликами, устанавливаемыми на расстоянии 6—10 м друг от друга. Диаметр роликов желательно иметь возможно большим. Обычно ролики имеют следующие размеры: диаметр — 20—30 см, ширина — 20—30 см, высота закраин — 4 см. Диаметр оси —



2—3 см. При разработке россыпей ролики почти всегда делаются из дерева.

Откатка хвостовым и головным канатом требует обязательно одной и той же длины поездов.

За границей в качестве двигателей и приводов для этого рода откатки получили широкое распространение небольшие портативные переносные электрические лебедки, которые дают следующую производительность (табл. 33).

Таблица 33

Производительность электрических лебедок

Мощность электро- мотора, л. с.	Тяговое усилие, кг	Угол падения в градусах					
		0	10	15	30	45	60
		Производительность, т					
3	335	16,0	1,7	1,2	0,6	0,4	0,3
4	450	22,0	2,3	1,6	0,9	0,6	0,5
5	560	28,0	2,9	2,0	1,1	0,7	0,6

Расчет основных деталей откатки хвостовым и головным канатами производят, исходя из силы тяги, которая складывается из полезного натяжения каната плюс все дополнительные сопротивления: от движения каната по роликам и от веса каната.

Считая, что при уклоне от 0 до  $0,005 \cos \alpha = 1$ , для почти горизонтального пути получаем полезное натяжение каната, равное:

$$Z_1 = \text{сп} (W + Q) (f - \sin \alpha),$$

где:

$n$  — число вагонеток в поезде,

$c$  — коэффициент сопротивления трения на закруглениях — 1,2—1,3,

$f$  — общий коэффициент трения—0,012,

$Q + W$  — полезный и мертвый вес вагонетки.

Сопротивление каната на роликах  $\chi$  принимается равным 0,1—0,2 кг на 1 пог. м каната.

Следовательно, это сопротивление на всю длину каната будет равно

$$Z_2 = \chi L.$$

Аналогично для хвостового каната:

$$Z_3 = \chi L'.$$

Сила тяги будет равна:

$$Z = Z_1 + Z_2 + Z_3 = Z_1 + \chi \cdot L + \chi L',$$



но так как

$$L = L',$$

то

$$Z = Z_1 + 2 \times L.$$

Тогда эффективная мощность двигателя должна равняться:

$$N = \frac{1,1 Z v}{75 \eta} \text{ л. с. ,}$$

где:

$\eta$  — к. п. д. машины, равный 0,7—0,73,

$v$  — скорость откатки, м/сек,

1,1 — коэффициент, учитывающий непредусмотренные сопротивления.

Расчет каната ведется, исходя из той же силы тяги, в соответствии с уравнением прочности каната:

$$Z_1 + 2 \times L \leq \frac{PK_z}{\gamma},$$

где:

$P$  — вес 1 пог./м каната,

$\gamma$  — 10 000 кг/м<sup>3</sup> — фиктивная плотность каната,

$K_z$  — допустимое напряжение на разрыв.

В соответствии с найденной из уравнения величиной  $P$  подбирается по таблицам канат, имеющий при определенной толщине проволоки  $\delta$  (от 0,8 до 1,4 мм) соответствующий диаметр.

Диаметр барабана лебедки  $D$  определяется из условия:

$$\frac{D}{\delta} \geq 800 - 1000.$$

Диаметр роликов  $d$  определяется по эмпирической формуле:

$$d = 120 \delta \sqrt{i},$$

где  $i$  — число проволок в канате.

**Откатка с помощью бесконечной цепи** может осуществляться или провисающей или натянутой цепью. В первом случае цепь провисает между отдельными вагонетками, которые, таким образом, захватываются только весом цепи. Следовательно, цепь должна быть достаточно тяжелой, а расстояния между вагонетками для образования необходимого провеса — достаточно большими. Откатка провисающей цепью имеет преимущества перед канатом в том, что требует меньшего обслуживания.

При откатке туго натянутой цепью вагонетки должны иметь прицепные приспособления, которые в простейшем случае состоят из обыкновенного шипа, вдеваемого в звено цепи. Туго натянутую цепь можно применять только при длине пути до 1000—2000 м.

В практике разработки россыпей откатка цепью не применяется, вследствие того что расстояния откатки обычно невелики и не превышают 1500 м, редко 2000 м, тогда как цепь значительно тяжелее каната и больше подвержена износу и, наконец, вслед-



ствие наличия закруглений, исключающих возможность применения цепной откатки.

**Откатка локомотивами** может широко применяться при разработке россыпей открытым способом, особенно при отбойке экскаваторами и механическими лопатами, а также при разработке россыпей через штольни.

Преимущества откатки локомотивами по сравнению с откаткой бесконечным канатом заключаются в следующем:

1. Локомотивы могут в'езжать в любой боковой штрек, и, таким образом, откатка может быть максимально приближена к выемочному полю.

2. При разработке открытым способом локомотив допускает значительно более свободное маневрирование рельсовыми путями, их передвижкой и пр.

3. Закругления не создают больших затруднений для локомотива, и откатка в этом случае может производиться без перецепки вагонов, что особенно важно при разработке разрезов с экскаваторной отбойкой.

4. В начале и конце смены локомотивы могут быть использованы для доставки рабочих.

5. При порче локомотива он легко может быть заменен другим, и поэтому откатка производится бесперебойно.

6. Путь при откатке локомотивами может быть одноколейным, что имеет большое значение при проходке штреков в условиях неустойчивой кровли, когда нельзя проходить выработки широкого сечения. Между тем при большой нагрузке канатная дорожка должна иметь двухколейный путь.

7. Вагонетки могут быть большегрузными, что особенно важно при экскаваторной отбойке.

Недостатками откатки с помощью локомотивов являются следующие.

1. Груз и порожняк поступают не равномерно, вагон за вагоном, а целыми партиями, что требует устройства больших погрузочных и разгрузочных пунктов с маневровыми путями.

2. На каждые два, максимум три локомотива надо иметь один запасный.

3. Вагонетки должны быть значительно более прочной конструкции вследствие большей скорости движения.

4. Пути по той же причине должны быть из более тяжелых рельсов и значительно прочнее.

5. В случае схода вагонеток с рельсов ликвидировать аварии значительно труднее, чем при канатных дорожках.

6. Локомотивы могут работать без специальных приспособлений только при уклоне, не превышающем  $0,05^\circ$ , а это требует при работе в разрезах устройства длинных и пологих взвозов.

7. Для обслуживания локомотивов нужен более квалифицированный штат, чем для канатных дорожек.

8. Локомотивы значительно дороже, чем механизмы канатной дорожки.



Таким образом применение локомотивов рационально только при разработке мощных по запасам месторождений, допускающих устройство капитальных сооружений, существующих продолжительное время. Это может иметь место при разработке больших разрезов с применением экскаваторов, мощных россыпей, вскрываемых штольнями и разрабатываемых лавами с большой выдачей песков, и при разработке россыпей с добычей песков в зимние отвалы — на перевозке этих песков летом на промывку.

По роду двигательной силы рудничные локомотивы разделяются на зависимые и независимые. К первым относятся электрические контактные локомотивы, ко вторым — локомотивы, работающие паром, сжатым воздухом, двигателями внутреннего сгорания, и электрические — аккумуляторные.

Размеры различных локомотивов зависят от их мощности. Наиболее портативными являются электрические контактные локомотивы. Размерами локомотивов определяется и его вес, а отсюда и сила тяги, зависящая от сцепного веса (вес трения): чем тяжелей локомотив, тем больший груз он может тянуть одновременно. По данным некоторых авторов, при загрязненных рельсах, как это обычно бывает в подземных и поверхностных выработках, сцепной вес локомотива должен быть в 10—12 раз больше потребной силы тяги. Последняя же составляет на каждую тонну перемещаемого груза на прямом пути 9—15 кг, а на под'емах — до 20 кг и более. Вес электрических локомотивов может быть уменьшен до четырех-пятикратной величины от силы тяги (если условия работ точно известны), ибо условия трения у электровозов выгоднее, чем у локомотивов с кривошипно-шатунным приводом, так как момент вращения остается все время постоянным.

Сцепной вес локомотива обычно равен его полному весу. Сила тяги поезда  $Z$  (сумма всех сопротивлений трения) должна находиться со сцепным весом паровоза в соотношении, определяемом неравенством  $Z \leq p \cdot f_c$ ,

где:

$p$  — сцепной вес паровоза,

$f_c$  — коэффициент трения скольжения («сцепления») обода колеса по рельсам.

Если обозначим через

$n$  — число вагонеток в поезде,

$Q$  — полезную нагрузку каждой вагонетки,

$W$  — мертвый вес каждой вагонетки,

$f$  — общий коэффициент трения вагонетки,

$f_L$  — общий коэффициент трения локомотива,

$j$  — ускорение движения,

$\text{tg } \alpha \approx \sin \alpha$  — уклон рудничных путей,

то сила тяги  $Z_Q$  груженого поезда, идущего под уклон, которая складывается из силы тяги локомотива ( $Z_1$ ), силы тяги всех вагонов ( $Z_2$ ) и силы инерции поезда ( $Z_3$ ), будет равна:



$$Z_Q = Z_1 + Z_2 + Z_3 = P (f_{\text{л}} - \sin \alpha) + \\ + n (Q + W) (f - \sin \alpha) + \frac{p + n (Q + W)}{g} j.$$

Преобразовав это уравнение и подставив вместо  $g$  его значение  $\approx 10,0$ , подставляем  $Z_Q$  в приведенное выше выражение для определения сцепного веса:

$$P \cdot f_c = P (f_{\text{л}} - \sin \alpha + 0,1j) + n (Q + W) (f - \sin \alpha + 0,1j),$$

$$P f_c - f_{\text{л}} + \sin \alpha - 0,1j = n (Q + W) (f - \sin \alpha + 0,1j).$$

Отсюда сцепной вес  $P$  локомотива для груженого поезда будет

$$P_Q = n (Q + W) \frac{f - \sin \alpha + 0,1j}{f_c - f_{\text{л}} + \sin \alpha - 0,1j}.$$

Аналогично может быть выведена величина необходимого сцепного веса для случая трогания с места порожняка на максимальный под'ем:

$$P (f_c - f_{\text{л}} - \sin \alpha_1 - 0,1j) = n (0,1Q + W) (f + \sin \alpha_1 + 0,1j),$$

где  $0,1Q$  означает возможный обратный груз.

Тогда

$$P_W = n (0,1Q + W) \frac{f + \sin \alpha_1 + 0,1j}{f_c - f_{\text{л}} - \sin \alpha_1 - 0,1j}.$$

Из этих двух значений для  $P$  выбирается наибольшее, которое и кладется в основу выбора сцепного веса локомотива.

В практике могут быть случаи, когда локомотиву придется брать груженный состав на под'ем. Если это является нормальным режимом работы для данного случая откатки, то сцепной вес локомотива должен быть определен, исходя из этих условий. Если же это является частным случаем, то избежать скольжения можно одним из следующих способов:

трогаться с места с весьма малым ускорением: вместо нормального  $j = 0,1$  м/сек брать  $j = 0,01$  м/сек;

рельсы посыпать сухим песком (из песочницы локомотива), что повышает  $f_c$  от  $0,15-0,20$  до  $f_c 0,250$ ;

производить подачу на под'ем груженого состава по частям.

Мощность двигателя локомотива определяется величиной силы тяги и скоростью движения  $v$ . Последняя обычно принимается (в м/сек):

для контактных электровозов . . . . .	= 3,5
для аккумуляторных электровозов . . . . .	= 2,5
для тепловозов . . . . .	= 2,0
для локомотивов, работающих сжатым воздухом, . . . . .	= 3,0

Соотношение между силой тяги  $Z_Q$  и мощностью двигателя  $N_Q$  для различных условий движения определяется следующими вы-



ражениями, по которым и определяется потребная мощность локомотива:

## I. Грузенный поезд под уклон

Равномерный ход

$$Z_Q = P (f_{\text{л}} - \sin \alpha) + n (Q + W) (f - \sin \alpha) \text{ кг}; N_a = \frac{Z_Q \cdot v}{75\eta} \text{ л. с.}$$

Трогание с места

$$Z'_Q = P (f_{\text{л}} - \sin \alpha + 0,1j) + n (Q + W) (f - \sin \alpha + 0,1j) \text{ кг};$$

$$N'_Q = \frac{Z'_Q v}{75\eta} \text{ л. с.}$$

## II. Порожняковый поезд на под'ем

Равномерный ход

$$Z_w = P (f_{\text{л}} + \sin \alpha) + n (0,1Q + W) (f + \sin \alpha) \text{ кг}$$

$$N_N = \frac{Z_w v}{75\eta} \text{ л. с.}$$

Трогание с места

$$Z'_w = P (f_{\text{л}} + \sin \alpha + 0,1j) + n (0,1Q + W) (f + \sin \alpha + 0,1j) \text{ кг};$$

$$N'_w = \frac{Z'_w v}{75\eta} \text{ л. с.}$$

Для определения количества груза, который может вести данный локомотив в данных условиях (наклон пути, коэффициент трения, ускорение и пр.), надо знать так называемую силу тяги на крюке  $Z_{\text{кр}}$ , которая представляет собой ту часть общей силы тяги, развиваемой локомотивом при данном сцепном весе его, которая остается на долю вагонеток, за вычетом силы, необходимой для перемещения самого локомотива. Сила тяги на крюке больше, когда поезд идет под уклон, и меньше, когда он идет на под'ем.

Сила тяги на крюке определяется по формулам:

а) для поезда, идущего на под'ем;

$$Z_{\text{кр}} = P (f_c - f_{\text{л}} - \sin \alpha - 0,1j),$$

б) для поезда, идущего под уклон,

$$Z_{\text{кр}} = P (f_c - f_{\text{л}} + \sin \alpha + 0,1j).$$

По этим формулам, зная полный вес вагонетки, можно для каждого случая движения определить число вагонеток поезда.

Из этих же формул можно определить и предельный угол под'ема пути, на который локомотив может идти с составом или без него. В последнем случае  $Z_{\text{кр}} = 0$  и

$$P (f_c - f_{\text{л}} - \sin \alpha - 0,1j) = 0.$$



Откуда

$$\sin \alpha \simeq \operatorname{tg} \alpha = f_c - f_l - 0,1j.$$

Если считать, что  $f_l$  локомотива  $= 0,016$ ,  $f_c = 0,150$  и он работает с ускорением  $j = 0,1$  м/сек, то  $\operatorname{tg} \alpha = 0,15 - 0,016 - 0,0 \cdot 0,1 = 0,124$ .

Это выражение справедливо для всякого типа локомотива с любым сцепным весом.

Ширина выработок при откатке локомотивом зависит от его габаритов. Для откатки электровозами с верхним контактом Банзен дает следующие примеры размеров откаточных штретков:

	Одноколейный путь	Двухколейный путь
Ширина у почвы, м . . . . .	1,7—3,0	3,2—4,0
Ширина у кровли, м . . . . .	1,5—2,0	2,3—3,0
Высота от головки рельсов до потолка, м . . . . .	1,9—2,2	2,1—2,5

Локомотивы наиболее экономично работают на путях, близких к горизонтальным. Обычные для локомотивов под'емы составляют примерно 1 : 500 — 1 : 800, хотя в практике допускаются и до 1 : 150. Всякое увеличение под'ема в 1 мм на 1 м изменяет сопротивление трения на 1 кг на тонну. Наиболее экономичным для условий откатки, как уже отмечалось выше, является путь, построенный с уклоном по принципу уклона равного сопротивления. Для такого пути нужная величина под'ема определяется из расчета, что сопротивление трения на горизонтальном штретке равно 15 кг. Тогда:

$$Z_1 = G_1 (15 + \chi); \quad Z_2 = G_2 (15 - \chi),$$

где:

$\chi$  — под'ем пути на каждые 1000 м,

$Z_1$  — тяговая сила для порожнего состава поезда, кг;

$Z_2$  — тяговая сила для груженого состава поезда, кг;

$G_1$  — вес порожнего состава поезда, кг;

$G_2$  — вес груженого состава поезда, кг.

Из этих формул можно определить величину под'ема:

$$\chi = \frac{15 (G_2 - G_1)}{G_1 + G_2}.$$

Рудничные локомотивы могут проходить кривые с радиусом до 10 и даже до 5 м (самые малые типы). Однако, по возможности, следует избегать кривых с радиусом меньше 25—30 м.

В табл. 34 приводятся некоторые данные о типах рудничных локомотивов, работающих сжатым воздухом.



## Локомотивы, работающие сжатым воздухом

	Малые ло- комотивы Homestak Mining Co	Малые ло- комотивы Porter	Большие локомотивы Porter	Локомотивы Borsig	Deutsch. Maschin. Fabrik A. G.	Ruhr	Schwartz- kopf
Длина, мм . .	3 150	3 600—5 400	5 200—7 200	5 800—4 600	4 000	3 997	4 000
Ширина, мм .	1 000	850—1 000	900—1 100	850—900	925	826	925
Высота, мм . .	1 500	1 400	1 400—1 960	1 515—1 625	1 535	1 515	1 625
Емкость резер- вуара, м <sup>3</sup> . .	1,75	—	—	1,184—1,40	1,366	—	1,279
Вес, кг . . . .	4 300	4 500—9 000	8 000—23 000	5 500—8 500	6 500	—	6 900
Ширина колеи, мм . . . . .	450—600	—	—	600	—	—	—
Сила тяги на крюке, кг . .	800	800—1 800	1 400—4 800	550—950	900	1 000	900
Наименьший радиус про- ходимой кри- вой, м . . . .	5—8	—	15	—	—	—	—

Преимущества локомотивов, работающих сжатым воздухом, перед другими системами следующие:

1. Безопасность, так как образование искр невозможно.
2. Отсутствие дыма и вредных отработанных газов: выхлопной воздух улучшает рудничный воздух.
3. Самостоятельность передвижения, так как длина пути может быть до 4 500 м от места зарядки.
4. Большая безопасность для рабочих по сравнению с контактными электровозами, так как отсутствует надобность в электропроводке по штреку.

5. Высота штреков может быть по сравнению с контактными электровозами ниже.

Недостатки локомотивов, работающих сжатым воздухом, следующие:

1. Необходимость иметь на руднике компрессорную установку, от работы которой целиком зависит работа откатки.
2. Необходимость иметь длинные воздухопроводы, что влечет за собой потерю воздуха и давления.
3. Локомотивы во время работы многократно простаивают при зарядке и работают с постепенно уменьшающимся запасом воздуха, энергии.
4. Имеется опасность замерзания.

Локомотивы с двигателями внутреннего сгорания, по данным фирмы Оренштейн и Коппель, имеют следующую характеристику (табл. 35).



## Локомотивы с двигателями внутреннего сгорания (тепловозы)

Типы локомотивов	L1	L2	L3	L4	L4a	L5	L5a	L6	L6a
Мощность двигателя при работе:									
Бензолом, л. с. . . . .	8	10	12	15	18	22	26	32	38
Бензином, л. с. . . . .	7	8,75	10,75	13,1	15,75	19,25	22,75	28	33,25
Керосином, л. с. . . . .	6	7,5	9	11,25	13,50	16,50	19,50	24	28,5
Расстояние между осями, мм . . . . .	770	770	825	930	930	1 050	1 050	1 300	1 300
Диаметр колес, мм . . . . .	400	400	450	450	450	500	500	600	600
Длина без буфера, мм . . . . .	2 920	2 920	3 070	3 350	3 350	3 810	3 810	4 200	4 200
Высота, мм . . . . .	1 145	1 145	1 320	1 370	1 370	1 550	1 550	1 715	1 715
Ширина колес, мм . . . . .	500—600	500—600	500—600	500—600	500—600	600—750	600—750	600—750	600—750
Наибольшая ширина внутри рамы, мм . . . . .	800—875	800—875	835—910	850—940	850—940	1 050—1 115	1 050—1 115	1 200—1 210	1 210—1 220
Чистый вес, т . . . . .	3,0	3,0	4,0	4,75	5,35	6,5—6,7	8,1—8,3	9,4—9,7	9,7—10,0
Рабочий вес, т . . . . .	3,2	3,2	4,25	5,0	5,8	6,8—7,0	8,4 8,6	9,8—10,1	10,1—10,4
Наименьший радиус действия, км . . . . .	5	5	6	8	8	12	12	18	18



Достоинства тепловозов заключаются в том, что:

1. Они не зависят от какой-либо силовой установки.
2. Работают с неуменьшающимся запасом энергии.
3. Стоимость их невысока, а применение их не требует создания специальных установок для снабжения энергией.
4. Безопасны для рабочих, так как не требуют голой электропроводки по штреку и столь высоких выработок, как контактные электровозы с верхним контактом.

5. Легче прочих систем локомотивов приспособляются в смысле объема выдачи и откатки полезного ископаемого к колебаниям производительности рудника.

6. Свободный пробег практически не ограничен.

Недостатки тепловозов заключаются в том, что:

1. Они насыщают рудничный воздух отработанными газами.
2. Не могут трогаться с места самостоятельно, а должны быть пущены усилием людей. Поэтому двигатель держится в работе и во время остановок, что ведет к излишней трате горючего.

3. Имеют малую регулируемость двигателей.

4. Двигатели локомотивов не могут быть реверсивными. Поэтому изменение направления движения (задний ход) достигается с помощью особой зубчатой передачи, усложняющей систему.

5. Эксплуатация их и содержание в порядке (ремонт и пр.) требуют более квалифицированных рабочих, более сложных мастерских и обходятся дороже.

6. При одинаковых размерах с контактными электровозами их производительность значительно ниже. Поэтому для выполнения одного и того же объема работы требуется большее число локомотивов и рабочих, что неизбежно увеличивает эксплуатационные расходы.

При разработке россыпей рациональное применение могут найти далеко не все виды локомотивов. Географическое распределение россыпных месторождений в Союзе выдвигает на первое место в качестве наиболее выгодного источника энергии при разработке россыпей топливо (дрова) и электричество. Поэтому и наиболее рациональными системами локомотивов для россыпных предприятий надо считать локомотивы, работающие на твердом топливе (дрова, реже каменный уголь), и локомотивы, работающие электричеством, предпочтительней контактные как наиболее мощные. Подземная откатка локомотивами, как правило, при разработке россыпей у нас в Союзе не применялась. Равным образом иностранная практика также не дает примеров этого рода. Попытка применения контактных электровозов в шахтах на ленских приисках ограничилась только разработкой проекта, так как в условиях эксплуатации россыпей в подземных работах оказалось выгодней применять откатку бесконечным канатом. Зато в очень широких размерах применялась и может применяться доставка локомотивами по поверхности от шахт или из разрезов (карьеров) песков на промывальные приборы или в отвалы (торфов).

9. Разработка месторожд. золота.



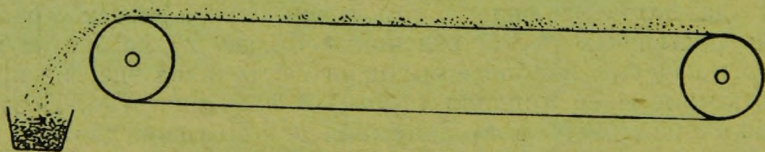
Поэтому наибольшее распространение получили именно паровозы, работающие на дровах, и электровозы с верхним контактом (тролейные). В подземных работах, где в соответствии с геологической формой россыпей и применяемыми системами их вскрытия расстояния откатки обычно бывают незначительны (редко превышают 500—600 м в одну сторону), применение локомотивов, как уже отмечено выше, не получило распространения.

## § 8. ДОСТАВКА ТРАНСПОРТЕРАМИ <sup>1</sup>

Доставка транспортерами как метод рудничного транспорта на короткие расстояния в горном деле применяется очень широко. В россыпной золотопромышленности возможности их применения чрезвычайно обширны. Работа транспортеров может быть направлена на перемещение груза (песков) в горизонтальной плоскости по штрекам и другим выработкам шахты или по разрезу; на перемещение груза (песков) одновременно в горизонтальной и в вертикальной плоскостях с выдачей его на поверхность, на перемещение груза в наклонной плоскости с целью его подема.

Существует довольно много систем транспортерных устройств, из которых можно выделить следующие наиболее часто встречающиеся типы:

1. Транспортеры скребкового типа и цепные, транспортеры, перемещающие материал по неподвижному желобу.
2. Канатно-дисковые транспортеры, перемещающие материал по неподвижному желобу.
3. Ленточные транспортеры, перемещающие материал с помощью бесконечных, непрерывно движущихся плоскостей (лент), несущих на себе материал (фиг. 92).



Фиг. 92. Ленточный транспортер.

4. Ковшковые транспортеры или элеваторы стационарные или передвижные, перемещающие материал в крутонаклонной плоскости с помощью непрерывно движущихся с породой ковшей (фиг. 93).

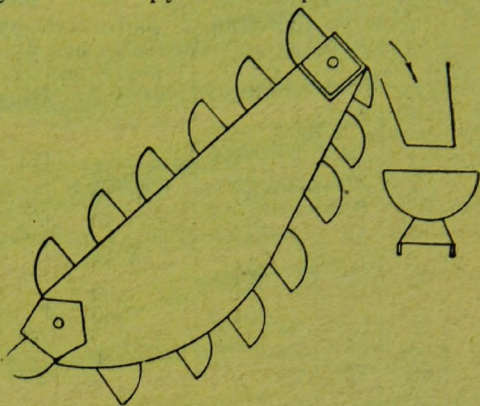
5. Качающиеся, лотковые и другие транспортеры.

Из всех перечисленных систем транспортеров при разработке россыпей открытым или подземным способом (разрезами) широкое распространение получили, главным образом, **транспортеры**

<sup>1</sup> В разделе транспортерной доставки (цепные, скребковые и ленточные транспортеры) использованы в значительной мере данные В. А. Фролова „Механические транспортеры и элеваторы для золотой промышленности“, 1932 г.

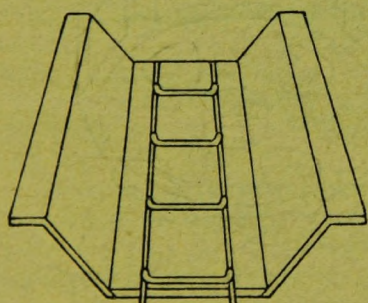


**ленточного типа и элеваторы.** Некоторое, весьма незначительное применение имеют **транспортеры скребкового типа**, отличающиеся тем весьма существенным недостатком, что применение их возможно только на очень коротких расстояниях доставки (7—9 м). Они очень удобны для погрузочно-выгрузочных работ на железнодорожном и речном транспорте и с большим успехом применялись, например, на пристани и железной дороге Ленских приисков. Область же возможного их применения для доставки песков из подземных выработок ограничивается мелкими старательскими работами на мелких россыпях или транспортировкой песков из забоев до главного транспортера. В случае применения их на практике предпочтение не-обходимо отдать цепной разновидности скребкового транспортера как наиболее простой конструктивно и допускающей перемещение на расстояние 40—50 м.

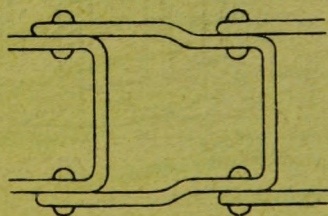


Фиг. 93. Ковшевой транспортер.

То же самое можно сказать и о **канатно-дисковых транспортерах**, область применения которых при разработке россыпей подземным способом представляется крайне ограниченной и в практике россыпного дела неизвестна.



Фиг. 94. Цепной транспортер.



Фиг. 95. Деталь цепного транспортера.

**Цепные транспортеры** являются разновидностью скребкового типа транспортеров. Перемещение материала идет по неподвижному желобу с помощью непрерывно движущейся в нем двойной цепи, в которой скребок является составной частью ее звеньев (фиг. 94, 95).

Эти транспортеры удобны для перемещения груза под уклон и по горизонтальному пути и на под'еме работают значительно слабее. Скорость движения цепи обычно не превышает 0,3 м/сек. Фабричные цепи изготавливаются фирмами Джеффри и Минк-Велт из полосовой стали, местные на приисках — из железа.



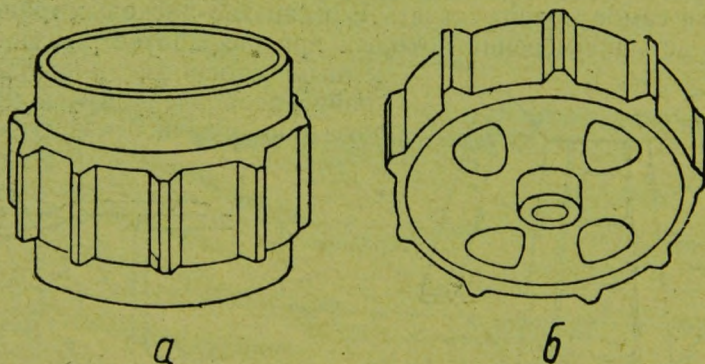
Размеры цепей для цепных транспортеров приведены в табл. 36.

Таблица 36

Цепи фирмы Джеффри, тип М

Шаг цепи, мм	Прибли- зительный вес 1 пог. м, кг	Рабочее на- пряжение при скоро- сти 0,75 м/сек	Максималь- ная ско- рость, м/сек
152	6,25	340	1,0
203	10,40	635	0,75
203	6,40	340	0,90
254	10,60	635	0,60
254	19,20	1 125	0,60
254	13,00	770	0,60
254	24,40	1 275	0,60
152	11,60	635	1,00

Головные и хвостовые колеса цепных транспортеров представляют собой барабаны (фиг. 96) с надетым на них зубчатым барабаном. Число зубьев у разных фирм и марок транспортеров колеблется от 6 до 12.



Фиг. 96. Колеса транспортеров.

Основные размеры транспортеров фирмы Джеффри для производительности 18 т/час приведены в табл. 37.

Для простоты устройства цепи могут быть заменены стальными канатами, пропущенными сквозь стальные планки, закрепленные на определенных точках каната металлическими узлами или муфтами. Из муфт могут употребляться обычные муфты Блейхерта или внутренние узлы (последние менее практичны, так как способствуют большему износу каната), или, наконец, мягкие пеньковые узлы. Барабаны в случае применения каната употребляются с прорезами по середине зубцов, чтобы канат мог обтягивать барабан и не ломаться на зубьях.



## Основные размеры транспортеров фирмы Джеффри

Расстояние между центрами колес, мм	0—15		16—30		31—45		46—60	
Шаг цепи, мм . . . . .	126	152	126	152	126	152	126	152
Полная ширина цепи, мм . . . .	250	257	250	247	250	247	250	247
Диаметр заклепок, мм . . . . .	16	19	16	19	16	19	16	19
Мощность для наибольшей длины, л. с. . . . .	1,6	1,6	3,25	3,25	4,9	4,9	6,5	6,5
Диаметр головного вала, мм . . . .	62	62	75	75	75	75	87	87
Число оборотов головного вала в минуту . . . . .	12	11	12	11	12	11	12	11
Диаметр ведущего барабана, мм . . .	412	445	412	445	412	445	412	445
Диаметр зубчатого колеса, мм . . .	758	758	758	758	910	910	910	910
Шаг зубчатого колеса, мм . . . . .	32	32	32	32	38	38	38	38
Диаметр промежуточного вала, мм . . . . .	50	50	62	62	62	62	68	68
Число оборотов промежуточного вала в минуту . . . . .	60	55	60	55	60	55	60	55
Диаметр шестерни, мм . . . . .	133	153	153	153	183	183	183	183
Диаметр хвостового вала, мм . . . .	50	50	50	50	62	62	62	62
Вес головного и хвостового комплекса, кг . . . . .	280	290	336	344	425	435	490	500
Вес 1 пог. м промежуточной части с принадлежностями, кг . . . .	112	126	112	126	112	126	112	126

Цепные транспортеры ввиду простоты их устройства могут применяться для доставки песков из забоя или по поперечной просечке до главного транспортера на штреке (фиг. 97), который должен быть более тяжелого типа (обычно ленточный). Сравнительно незначительная ширина большинства россыпей вполне обеспечивает применение в этом случае цепного транспортера, который после отработки данного стула может легко переноситься.

**Ленточные транспортеры** представляют собой наиболее совершенный и распространенный во всех видах промышленности тип транспортера, позволяющий перемещать материал на довольно значительное расстояние (150—200 м) по горизонтальной и наклонной (до 20°) плоскостям. При разработке россыпей открытым и подземным способами ленточные транспортеры могут иметь и уже имеют обширное применение, давая возможность в комбинации с цепными транспортерами и механической вагонеточной откаткой полностью механизировать отвозку песков в шахте как для коротких, так и для длинных шахтных полей.

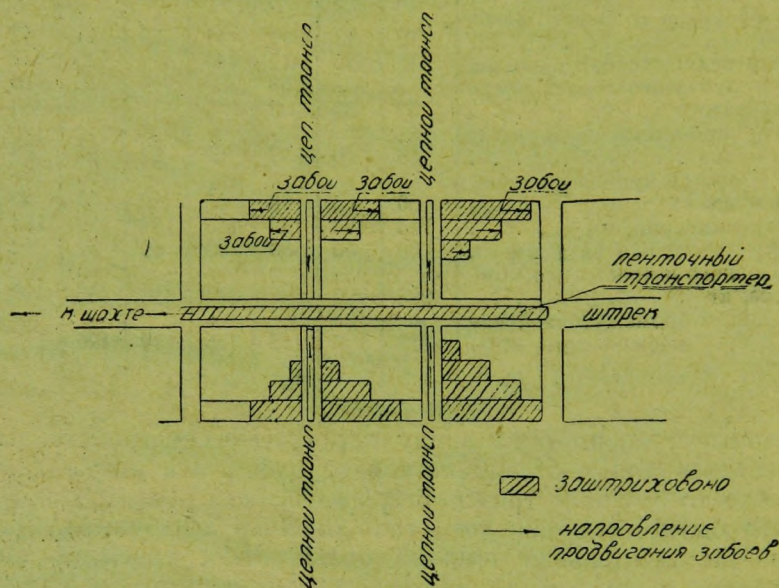
Ленточный транспортер состоит из следующих основных деталей: 1) ленты, 2) двух шкивов или барабанов, 3) направляющих роликов, 4) натяжных приспособлений, 5) двигателя, 6) погрузочно-разгрузочных приспособлений.

Лента одновременно является и тяговой и рабочей деталью транспортера. Удлинение ленты легко устраняется натяжным устройством, так как она лежит на совершенно гладких барабанах.



а ее эластичность и плавный ход позволяют достигать большой быстроты и большей производительности при меньшем расходе энергии по сравнению с прочими видами транспортеров.

Ленты для работы по транспортировке песков из шахт и разрезов должны употребляться только резиновые как наименее подверженные износу при работе с остроугольным и мокрым материалом. Для транспортировки сухих или слегка сырых песков, не имеющих щебнистых компонентов, нами применялась, за отсутствием резины, лента из приводного ремня верблюжьей шерсти с довольно удовлетворительным результатом.



Фиг. 97. Схема расположения транспортеров.

Резиновые ленты изготавливаются из нескольких слоев хлопчатобумажной ткани, перемежающихся со слоями резины. Снаружи ленты также покрываются слоем резины. Изготовленная таким образом лента прессуется под давлением 200—250 ат и вытягивается.

Число резиновых прослоек в лентах колеблется от двух до десяти, а толщина наружного слоя резины от 0,8 до 6,4 мм. Число прослоек зависит от сопротивления, которое должна испытывать лента, а толщина наружного слоя резины — от условий транспортировки и характера транспортируемого материала.

Для транспортировки песков и торфов в шахтах и разрезах, содержащих обычно значительные примеси угловатых и щебнистых компонентов, следует рекомендовать толщину поверхностного слоя резины не менее 3,2—4,8 мм. Только для легких сухих песков, содержащих хорошо окатанный мелкий материал без



валунов и щебня, можно допустить ленты с толщиной поверхности слоя резины до 2,8 мм.

Различные фирмы и различные специалисты определяют допускаемое рабочее напряжение в ленте различно, рекомендуя давать нагрузки, не превышающие 3,5—6,5 кг на 1 см ширины каждой прокладки.

В табл. 38 приведены безопасные нагрузки резиновых лент по данным фирмы Джеффри.

Таблица 38

Безопасные нагрузки для резиновых лент, по данным Джеффри (кг)

Число про- кладок	Ширина ленты, мм													
	254	305	356	406	457	508	558	610	660	710	762	812	864	914
3	340	407	476	544	610	—	—	—	—	—	—	—	—	—
4	453	544	635	725	816	906	997	1 080	1 470	—	—	—	—	—
5	—	—	—	906	1 020	1 134	1 245	1 357	1 765	1 585	1 696	—	—	—
6	—	—	—	—	—	1 357	1 495	1 630	2 030	1 900	2 020	2 175	2 310	2 450
7	—	—	—	—	—	—	—	1 900	—	2 220	2 380	2 530	2 690	2 850
8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2 530	2 790	2 900	3 080	3 260

В соответствии с этими величинами могут быть приняты и нагрузки на ленты производства Резинотреста, характеризующиеся данными табл. 39.

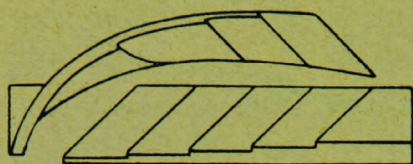
Таблица 39

Характеристика лент Резинотреста

Ширина ленты, мм	Толщина, мм	Число прокладок		Ширина ленты, мм	Толщина, мм	Число прокладок	
		всего	из них не- проходящих через всю ширину			всего	из них не- проходящих через всю ширину
500	7,25	4	2	650	9,25	6	2
500	8,25	5	2	700	7,25	4	2
500	9,25	6	2	700	8,25	5	2
550	7,25	4	2	700	9,25	6	2
550	8,25	5	2	750	7,25	4	2
550	9,25	6	2	750	8,25	5	2
600	7,25	4	2	750	9,25	6	2
600	8,25	5	2	800	8,25	4	2
600	9,25	6	2	800	8,25	5	2
650	7,25	4	2	800	9,25	6	2
650	8,25	5	2				



Концы ленты транспортера соединяются друг с другом с помощью швов Джексона или прошиваются ремешками. Рекомендуется применять ступенчатый стык ленты и склеивать заделанные ступенями концы специальным резиновым клеем в холодном или лучше в горячем состоянии (фиг. 98).



Фиг. 98. Склейка концов лент транспортера.

На схватывание клея, которое должно проходить под прессом, необходимо три дня, после чего пресс (зажимы) снимается

и соединенные концы прошиваются ремешками или шивками. В табл. 40 приведены требуемые размеры ступенчатых стыков.

Таблица 40

Размеры ступенчатых стыков

Ширина ленты, мм	Ширина стыка, мм	4 прокладки		5 прокладок		6 прокладок		7 прокладок	
		число ступеней	шаг ступеней	число ступеней	шаг ступеней	число ступеней	шаг ступеней	число ступеней	шаг ступеней
400	330	3	280	4	300	—	—	—	—
450	350	3	300	4	330	—	—	—	—
500	350	3	350	4	380	5	300	—	—
600	400	3	400	4	380	5	330	6	300
750	450	3	450	4	380	5	350	6	300
900	500	—	—	4	380	5	350	6	300

Ширина ленты зависит от производительности транспортера и крупности материала. Зависимость ширины ленты от предельной крупности кусков транспортируемого материала характеризуется данными табл. 41.

Таблица 41

Зависимость ширины ленты от крупности кусков материала

Ширина ленты, мм	Размер наибольших допускаемых кусков материала, мм	Ширина ленты, мм	Размер наибольших допускаемых кусков материала, мм	Ширина ленты, мм	Размер наибольших допускаемых кусков материала, мм
305	50	610	203	914	350
356	76	660	228	965	375
406	102	710	254	1 016	400
457	127	762	262	1 067	425
508	152	812	305	1 120	450
559	178	864	330	—	—



При транспортировании породы, добываемой из шахт, разрезов, или породы, отходящей с промывательных приборов, приходится иметь дело с несортированным материалом, и ширина ленты выбирается по размеру наибольших кусков породы, которые будут подаваться на ленте из забоев.

**Производительность транспортера.** Нормальная производительность плоской ленты того или иного сечения может быть установлена в соответствии с данными табл. 42. Таблица составлена для скорости движения ленты 0,5 м/сек и веса материала 1200 кг в 1 м<sup>3</sup> (обычный вес песков или торфов).

Таблица 42

**Производительность ленты**

Ширина ленты, мм	Поперечное сечение слоя материала, м <sup>2</sup>	Часовая производительность при скорости 0,5 м/сек	
		т	м <sup>3</sup>
305	0,00715	15,7	7,8
356	0,00970	21,4	10,7
406	0,01265	27,9	14,0
457	0,01600	35,4	17,7
508	0,01970	43,7	21,9
559	0,02390	52,8	26,4
610	0,02840	62,8	31,4
660	0,03300	73,8	36,9
710	0,03840	85,5	42,8
762	0,04450	100,0	50,0
812	0,05060	112,0	56,0
914	0,06400	141,0	70,5

В табл. 43 указана производительность лент, изготовляемых для горной промышленности предприятиями Резинотреста.

Таблица 43

**Производительность лент Резинотреста**

Максимальная производительность, м <sup>3</sup> /час	Ширина ленты, мм	Потребная мощность на 1 пог. м длины, л. с.	Скорость движения ленты, м/сек.	Число слоев ленты (толщина слоя 1,6 мм)	Вес 1 пог. м конструкции, кг	Примечание
50	400	0,06	1,1	4	120	Производительность дана для горизонтального транспортера
75	500	0,07	1,3	4	150	
140	600	0,11	1,5	5	180	
250	700	0,16	1,7	5	200	
400	800	0,25	1,7	6	240	
600	1 000	0,40	2,2	6	260	



Теоретически производительность ленточного транспортера определяется по формуле:

$$Q = 3600 F \cdot v \text{ м}^3/\text{час, или}$$

$$Q = 3600 F \gamma v \text{ т/час,}$$

где:

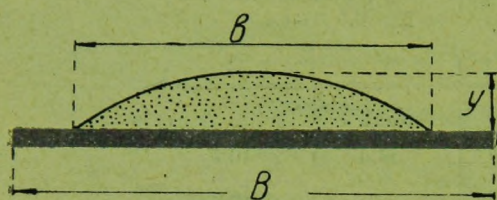
$F$  — площадь сечения слоя перемещаемого материала,  $\text{м}^2$ ,

$v$  — скорость движения ленты,  $\text{м/сек}$ ,

$\gamma$  — переводный коэффициент от  $1 \text{ м}^3$  к  $1 \text{ т}$ , для песков в среднем равный 2.

На фиг. 99 схематически изображено сечение слоя породы, находящейся на плоской ленте.

Наибольшая высота слоя  $y = \frac{1}{12} b$ . Ширина слоя ( $b$ ) во избежание рассыпания материала принимается равной:  $b = 0,9 B - 0,05 \text{ м}$ .



$$\text{Отсюда } F = \frac{2}{3} b y = \frac{2}{3} \cdot \frac{1}{2} b^2 = \frac{1}{18} (0,9B - 0,05)^2 \text{ м}^2.$$

Следовательно,

$$Q = 3600 \gamma v \frac{1}{18} (0,9B - 0,05)^2 = 200 (0,9B - 0,05)^2 \gamma v \text{ т/час} = 200 (0,9B - 0,05)^2 v \text{ м}^3/\text{час}.$$

Фиг. 99. Сечение слоя породы на ленте.

Зная скорость движения ленты, можно по этой формуле определить производительность транспортера и, наоборот, по данной производительности определить необходимую ширину плоской ленты:

$$B \approx 0,079 \sqrt{\frac{Q}{\gamma v} + 0,5} \text{ м}.$$

В американской практике производительность плоской ленты для скорости  $0,5 \text{ м/сек}$  принято считать равной  $Q = 66 B^2 \text{ м}^3$ .

В практике чаще всего применяются корытообразные ленты, форма которых определяется углом наклона крайних роликов, поддерживающих ленту (фиг. 100). Крайние ролики устанавливаются под различными углами. Наиболее часто встречаются углы наклона  $20$  или  $30^\circ$  (при трех или четырех роликах). В транспортерах с пятью роликами один ставится горизонтально, два — под углом  $15^\circ$  и два — под углом  $30^\circ$ .

Для этих разновидностей корытных лент производительность транспортера определится по формулам:

1. Для пятироликовой опоры  $F_1 = 2F$ , где  $F_1$  — площадь полезного сечения слоя корытной ленты, а  $F$  — площадь сечения плоской ленты той же ширины.

Производительность  $Q$  в этом случае равна  $2 \cdot 3600 F \gamma v \text{ т/час}$ .

2. Для четырехроликовой опоры с углом наклона двух крайних роликов в  $22^\circ$   $Q = 140,5 B^2 \text{ м}^3/\text{час}$ , где  $B$  — ширина ленты, (м).



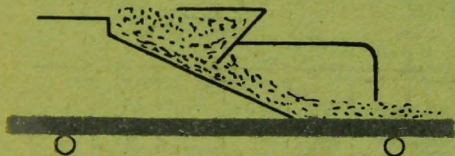
3. При трехроlikовой опоре с углом наклона крайних роликов в  $30^\circ$   $F_1 = 2,2F$ ,  $Q = 153,3 \text{ В}^2 \text{ м}^3/\text{час}$ .

4. Для трехроlikовой опоры при угле наклона крайних роликов в  $20^\circ$   $Q = 131,7 \text{ В}^2 \text{ м}^3/\text{час}$ .

Получаемые по этим формулам величины нагрузки обычно вдвое меньше максимально возможной нагрузки на ленту. Так как материал на ленту поступает неравномерно, то подобного рода запас при проектировании и выборе ленты необходим.

Отношение величин поперечного сечения слоя породы на корытообразной ленте  $F_1$  к сечению на плоской ленте  $F$  в соответствии с приведенными выражениями для  $H$  и  $Q$  колеблется в пределах 1,6—1,25, т. е. производительность корытообразной ленты на 60—25% выше, чем плоской при той же скорости движения (0,5 м/сек). Величина производительности ленты  $Q$  колеблется от 85  $\text{В}^2$  до 105  $\text{В}^2 \text{ м}^3/\text{час}$ .

Загрузка материала на ленту должна производиться так, чтобы падающий на ленту материал имел одинаковое с лентой направление и примерно ту же скорость движения. Для этой цели плоскость свалочного люка или лотка устанавливается с наклоном, равным углу естественного откоса поступающей на транспортер породы (фиг. 101).

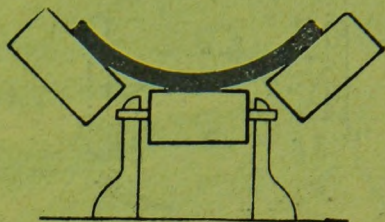


Фиг. 101. Свалочный люк.

Для предупреждения рассыпания загружаемых на ленту песков в пункте погрузки устраивается вдоль ленты направляющий желоб, ширина которого не должна превышать двух третей ширины ленты. Плоским лентам в месте загрузки придается корытообразная форма (фиг. 102), а для того, чтобы материал падал, главным образом, на середину массы, к стенкам желоба нашиваются откосы **а** и особые направляющие щеки из резины или кожи **в**.

Разгрузка песков с ленты транспортера происходит в момент огибания ею концевой барабана под действием центробежной силы и собственного веса. Пески, описав некоторую траекторию параболической формы, попадают в откаточные сосуды, на промывальный прибор или в отвал.

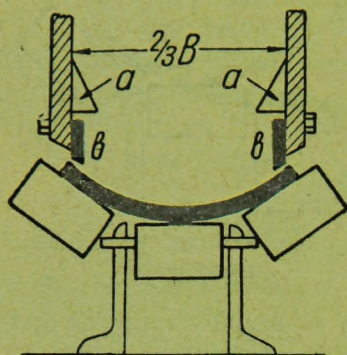
Кривую траектории разгружающегося материала можно определить графически следующим путем: описывают в любом масштабе радиусом концевой барабана окружность (фиг. 103). Если транспортер наклонный, то касательную к окружности проводят под углом  $\alpha$ , равным углу наклона транспортера. Касательную проводят в сторону от пересечения с окружностью на некоторое



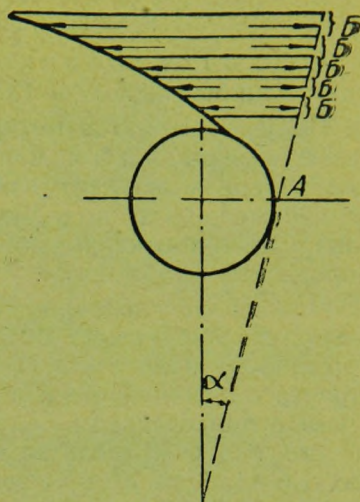
Фиг. 100. Корытообразная лента транспортера.



(произвольное) расстояние и от точки касания (А) в направлении, противоположном пересечению с диаметром, откладывают в том же масштабе равные отрезки В, величина которых зависит от скорости (табл. 44).



Фиг. 102. Корытообразная форма плоской ленты в месте разгрузки для предохранения от рассыпания.



Фиг. 103. Определение кривой траектории падения материала при разгрузке.

Т а б л и ц а 44

Значение величины В (фиг. 103)

Скорость, м/сек. .	0,5	0,55	0,60	0,85	0,70	0,75	0,80	0,85	0,90	0,95	1,00
В, мм . . . . .	25,0	27,5	30,0	32,5	35,0	37,5	40,0	42,0	46,0	48,5	52,0
Скорость, м/сек. .	1,05	1,10	1,15	1,20	1,25	1,30	1,35	1,40	1,45	1,50	1,55
В, мм . . . . .	53,5	56,0	58,5	61,0	63,5	66,0	68,5	71,0	73,5	76,0	78,5
Скорость, м/сек. .	1,60	1,65	1,70	1,75	1,80	1,85	1,90	1,95	2,00	2,05	2,10
В, мм . . . . .	81,0	84,0	86,5	89,0	91,5	94,0	96,5	99,0	101,5	104,0	106,5

Из найденных, таким образом, точек по касательной откладываются отвесно вниз в том же масштабе величины: 13; 49; 110; 196; 441; 600; 784 и 1226 мм и концы их соединяются кривой, дающей очертания траектории падения материала. Угол наклона, при котором может работать ленточный транспортер на перемещение песков, торфов и продуктов промывки, можно принять равным 15—20°. Скорость движения ленты  $v$  зависит от характера транспортируемого материала и ширины ленты. Для наклонных транспортеров скорость  $v$  должна быть меньше, чем для горизонтальных той же ширины.

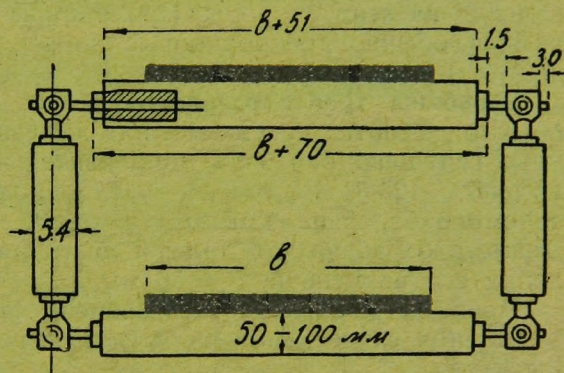
Отношение скорости горизонтального транспортера к скорости наклонного в зависимости от угла наклона характеризуется следующими цифрами:



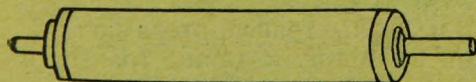
для углов наклона	5° . . . . .	$\frac{v}{v_1}=0,91$
" "	10° . . . . .	$\frac{v}{v_1}=0,83$
" "	13° . . . . .	$\frac{v}{v_1}=0,78$
" "	16° . . . . .	$\frac{v}{v_1}=0,73$
" "	19° . . . . .	$\frac{v}{v_1}=0,67$
" "	22° . . . . .	$\frac{v}{v_1}=0,61$

**Опоры для транспортной ленты.** Опорами для транспортной ленты, как уже указывалось, являются ролики. Ролики для плоской ленты изготовляются из дерева или металла (фиг. 104, 105).

Плоские ленты, как правило, для транспортировки песков, торфов и продуктов промывки в условиях значительной производительности не применяются. В этом случае обычно употребляются ленты корытообразные. Простейшей формой ролика для корытообразной ленты является тот же деревянный ролик, расточенный к середине на конус. Однако ролики этого типа широкого распространения не получили, так как производительность ленты они увеличивают незначительно, а условия ее работы на износ ухудшают. Обычно предпочитают сложные ролики фабричного изготовления, вращающиеся на полых трубах или шариковых подшипниках. Нижние холостые ролики всегда плоские.



Фиг. 104. Ролики для транспортной ленты.



Фиг. 105. Ролик для транспортной ленты.

Расстояние между роликами имеет очень большое влияние на испытываемое лентой натяжение и на развиваемую на валу машины мощность. Поэтому для обеспечения нормальной стрелы прогиба ленты, которая не должна превышать 5,0 мм, расстояние между роликами должно, в зависимости от ширины ленты, строго соблюдаться (табл. 45).



## Нормальные расстояния между роликами для рабочей ветви

Ширина ленты, мм	Число слоев ленты	Транспортирование минералов	
		расстояние между роликами, мм	
250—400	3—4	1 500—1 000	1 350—1 500
450—500	4—5	1 350—1 500	1 200—1 350
600—750	5—6	1 200—1 350	1 050—1 200
800—900	6—7	1 050—1 200	900—1 050
950—1 200	7—8	900—1 050	750— 900

Для нижней (холостой) плоскости ленты расстояния между роликами берутся большими. В местах погрузки материала должно быть не менее трех роликов, установленных на расстоянии 0,6 м друг от друга. Первый из них отстоит на 0,15 м от места падения на ленту породы. При ширине ленты до 750 мм применяются обычно трехроликовые опоры, при ширине, превышающей 750 мм, — пятироликовые.

**Барабаны транспортера.** Барабаны ленточного транспортера обычно делаются чугунными или железными — клепанными. Диаметр ведущего барабана приблизительно определяется по формуле  $D = 125 k / \text{мм}$ , где  $k$  — число прокладок на ленте. Диаметр ведомого барабана колеблется от  $D = 75 k$  до  $D = 100 k$  мм. Диаметр барабана не должен быть меньше ширины ленты, а длина его не меньше  $B + 50$  мм.

Приводным барабаном, в зависимости от удобства в каждом отдельном случае, может быть как головной, так и концевой барабаны.

Мощность двигателя для транспортера может быть определена по следующей формуле:

$$N = \frac{Lv}{75\eta} [w \sin \alpha + (w + w_1) f \frac{d}{D} \cos \alpha + w_2 f \frac{d}{D}] \text{ л. с.},$$

где:

$v$  — скорость ленты, м/сек;

$w$  — вес материала на 1 пог. м ленты, кг;

$w_1$  — вес порожней ленты на 2 м длины транспортера, кг;

$w_2$  — вес вращающихся роликов на 1 пог. м длины транспортера, кг;

$f$  — коэффициент трения в подшипниках роликов (для обыкновенных подшипников с густой смазкой  $f = 0,35$ );

$d$  — диаметр роликовых осей;

$D$  — диаметр роликов;

отношение  $\frac{d}{D}$  можно принимать равным 0,13—0,20;

$\alpha$  — угол наклона транспортера к горизонту;

$\eta$  — к. п. д. транспортера, равный 0,70—0,85 (для шахт равен 0,70).



Потребную мощность можно также определить по формуле Джеффри:

$$N = \frac{L}{75\eta} (Av + 0,0194Q + 0,0037QH) \text{ л. с.},$$

где:

$Q$  — производительность транспортера,  $\text{м}^3/\text{час}$ ;

$$H = L \sin \alpha;$$

$A$  — коэффициент — берется по табл. 46, в зависимости от ширины ленты.

Т а б л и ц а 46

Значение коэффициента  $A$  в формуле Джеффри

Ширина ленты, мм	Значение $A$	Ширина ленты, мм	Значение $A$	Ширина ленты, мм	Значение $A$
305	0,97	559	2,76	812	4,17
356	1,12	610	2,98	863	4,70
406	1,56	660	3,21	914	5,28
457	2,01	710	3,42	965	5,58
508	2,54	762	3,65	1016	5,88

Определенная, таким образом, мощность двигателя обеспечит лишь ходовое движение. Для преодоления сопротивления при пуске найденная мощность двигателя должна быть увеличена на 100—150%.

Наибольшее усилие, растягивающее ленту, которое необходимо знать для проверки принятой нагрузки ленты, складывается из первоначального натяжения и тягового усилия.

Первоначальное натяжение согласно данным опыта принимается равным 0,1—0,7 окружного усилия.

Окружное усилие

$$P = \frac{75N}{v} \text{ кг.}$$

Таким образом наибольшее растягивающее усилие

$$K = P + 0,7P = 1,7 \frac{75N}{v} \text{ кг.}$$

Полагая, что допускаемое напряжение в ленте на 1 см ширины каждого слоя равно  $k$ , получаем:

$$K = kbi,$$

где:

$b$  — ширина ленты, мм,

$i$  — число прокладок,

$k$  — допускаемое напряжение — колеблется в пределах от 3,6 до 6,5 кг;

Отсюда

$$i = \frac{K}{kb}.$$



Наиболее ответственной частью ленточного транспортера является лента, стоимость которой составляет около половины, а иногда и более стоимости всего сооружения. Поэтому условия эксплуатации транспортера и его конструкция должны отвечать требованиям наибольшей сохранности ленты. Эти требования в основном сводятся к следующему:

1. Концы ленты должны быть перпендикулярны к ее оси, так как иначе вследствие перекоса преждевременно изнашиваются кромки ленты. Это же влечет за собой непрямолинейность продольной оси транспортера.

2. Материал должен поступать на ленту без резких ударов, нарушающих ее покров, и падать в точке, не опирающейся на ролик.

3. Желоб и его щеки на месте погрузки не должны истирать ленты.

4. Диаметр барабанов должен быть достаточно велик, чтобы не вызывать расслаивания ленты.

5. Расстояния между роликами не должны быть излишне велики, так как это ведет к образованию поперечных трещин. Наклон роликов должен соответствовать ширине и толщине ленты, так как иначе лента может дать продольные трещины.

6. Необходимо избегать чрезмерного натяжения ленты и частых пусков транспортера при полностью нагруженной ленте, так как это ведет к растягиванию и расширению ленты.

В табл. 47 приводится ряд цифр, характеризующих работу транспортеров Джеффри для расстояний от 60 до 120 м.

Наиболее широкое применение в россыпной золотопромышленности получили транспортеры ленточного типа. Применение их для доставки песков по штреку до ствола шахты или до приемного пункта канатной дорожки или, наконец, применение их для выдачи песков прямо на поверхность по наклонной ленте (при небольшой глубине залегания россыпи) получило широкое распространение на приисках как одна из наиболее совершенных форм механизации откатки.

В последнее время на приисках Якутзолото (Алдан) сконструировано несколько типов коротких передвижных ленточных транспортеров, употребляемых для механизации откатки по просечкам и в лавах. Применение коротких транспортеров по просечкам в комбинации с транспортерами по штреку полностью разрешает проблему механизации откатки в пределах выемочного участка.

**Ковшевые элеваторы** служат исключительно для перемещения материала в крутонаклонной плоскости. Однако мы рассматриваем их в этой главе, поскольку они имеют конструктивное единство с транспортерами. Ковшевой элеватор состоит из следующих основных элементов:

- 1) тягового органа (цепь или лента),
- 2) ведущих барабанов и направляющих роликов,
- 3) рабочего органа — ковшей,
- 4) натяжного приспособления,



## Характеристика работы транспортеров Джеффри

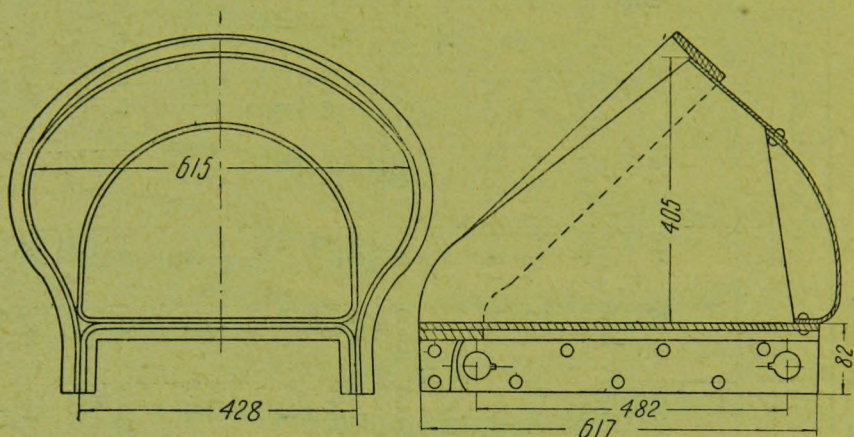
Таблица 47

Расстояние между центрами барабанов	От 60 до 90 м							От 90 до 120 м						
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1														
Размер наибольших кусков породы (не больше 10% общей массы), мм	75	100	130	150	200	280	350	75	100	130	150	20	280	350
Производительность, м³/час . . . . .	32	43	63	78	129	230	366	32	43	63	78	129	230	366
Скорость ленты, м/сек. . . . .	1,14	1,14	1,3	1,3	1,5	1,74	1,90	1,14	1,14	1,3	1,3	1,5	1,74	1,90
Ширина ленты, мм . . . . .	356	406	457	508	610	762	914	356	406	457	508	610	762	914
Число слоев ленты (резиновый слой 3 мм) . . . . .	4	4	4	4	5	5	6	4	4	4	4	5	5	6
Расстояние между рабочими роликами (трехроликовый тип), мм . .	1 524	1 524	1 372	1 372	—	—	—	1 524	1 524	1,372	1 372	—	—	—
Расстояние между рабочими роликами (пятироликовый тип), мм . .	—	—	—	—	1 220	1 220	1 067	—	—	—	—	1 220	1 220	1 067
Расстояние между холостыми роликами, мм . . . . .	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000	3 000
Диаметр головного вала, мм . . . . .	49	62	75	75	75	87	100	62	75	75	75	87	87	113
Диаметр барабана, мм . . . . .	508	508	508	508	610	610	762	508	508	508	508	610	610	762
Диаметр зубчатого колеса, мм . . . .	607	607	759	813	813	935	1 047	759	759	759	813	813	935	935
Шаг зубчатого колеса, мм . . . . .	25,4	25,4	32,0	38,0	38,0	44,5	44,5	32	32	32	38	38	44,5	44,5
Ширина зубчатого колеса, мм . . . .	64	64	76	102	102	140	153	76	76	76	102	102	140	140
Диаметр промежуточного вала, мм . .	37	50	62	62	62	69	75	50	62	62	62	69	69	88
Число оборотов промежуточного вала в минуту . . . . .	202	202	250	223	213	254	237	215	215	249	223	213	254	224
Диаметр шестерни, мм . . . . .	130	130	153	183	183	185	210	153	153	153	183	185	185	185
Мощность на промежуточном валу для наибольшей длины транспортера, л. с. . . . .	3,5	4,8	7,1	8,8	13,3	21,1	33,5	4,7	6,4	9,45	11,8	17,7	28,2	45,0
Диаметр хвостового вала, мм . . . .	50	50	50	62	69	75	88	55	55	62	62	75	88	100
Диаметр хвостового барабана, мм . .	406	406	406	406	508	508	610	406	406	406	406	508	508	610
Приблизительный вес концевых комплектов, кг . . . . .	323	378	490	598	825	1 100	1 180	384	468	519	598	904	1 170	1 820
Вес 1 пог. м транспортера, кг . . . .	21,0	22,7	26,1	31,0	46,5	55,8	74,2	21,0	22,7	29,0	33,0	46,5	55,8	74,2



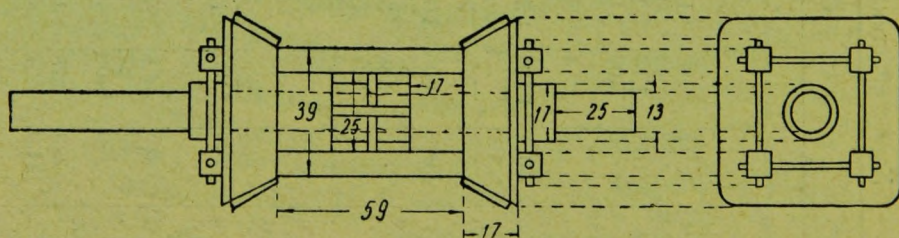
- 5) рамы,
- 6) привода и двигателя.

Тяговой орган, или черпачная цепь элеватора, может быть так же, как и у драги, сплошной или прерывистой. В практике предпочитают цепи второго типа, так как они значительно



Фиг. 106. Ковш дражного типа.

меньше подвергаются заклиниванию в случае попадания в зумпф валунов и легче выбирают крупные куски и камни. Цепь состоит из ковшей, имеющих на скользящей поверхности планки с отверстиями для болтов. В отверстие планки ковша и холостого звена вставляется разрезная втулка, в которую в свою очередь вставляется соединяющий планки палец.



Фиг. 107. Ведущий барабан.

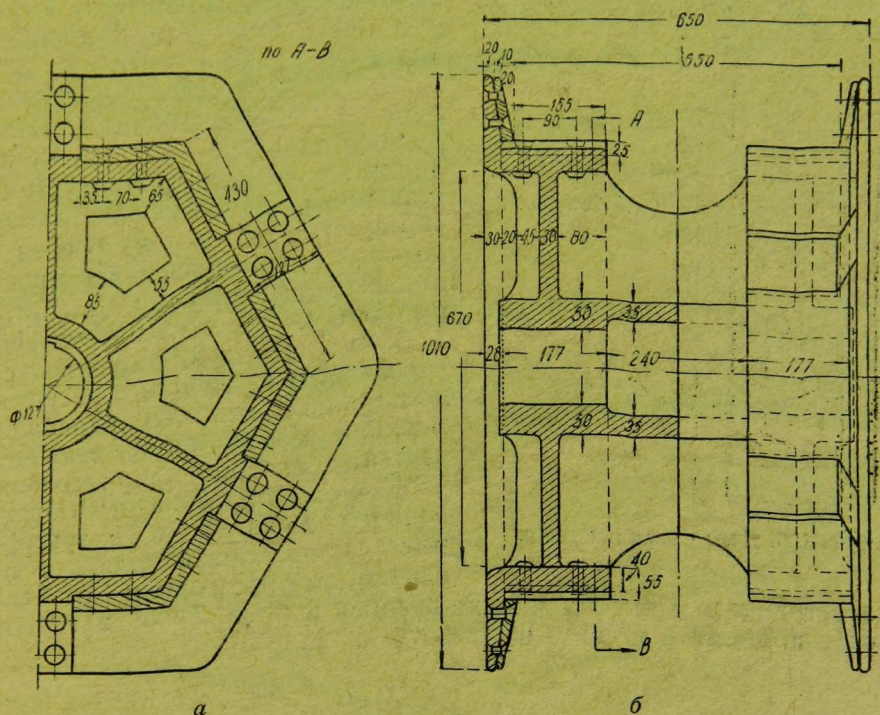
Втулки ковшевых звеньев изготавливаются из железа, планки — из хромо-никелевой стали, так как они подвергаются при работе цепи сильному истиранию и испытывают большие напряжения, являясь наиболее ответственной и часто ломающейся деталью.

Ковши при разработке россыпей применяются исключительно дражного типа (фиг. 106), объемом от 28 до 85 л (1—3 куб. фут.). Наиболее распространенными являются ковши объемом 57 л. Клепаные из листового железа ковши толщиной 5—6 мм снабжаются режущим стальным козырьком (лучше из марганцевой стали), который прикрепляется к телу ковша.



В тех случаях, когда ковш черпает породу с водой из зумфа и подъем воды не нужен, в днище ковша делаются отверстия диаметром 20—25 мм.

Элеваторных барабанов два: верхний — ведущий — и нижний — черпачный барабан. Первый имеет обычно квадратное сечение (фиг. 107). Для предупреждения истирания и износа тела барабана на его рабочих поверхностях, в местах соприкосновения



Фиг. 108а и б. Нижний черпачный барабан.

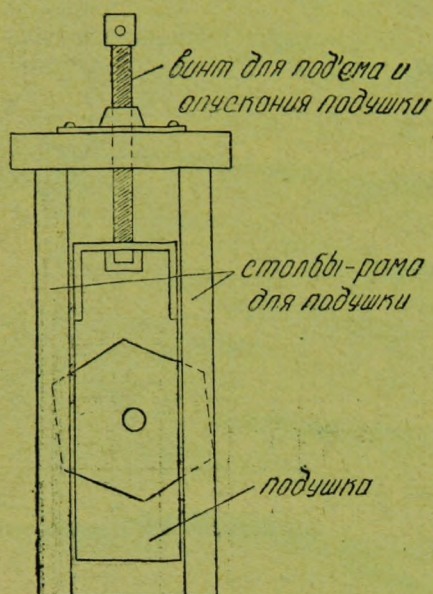
ковшей с планками, укрепляются на болтах, впотай, чугунные или железные планки, которые по мере износа меняются. Барабан имеет реборды, предупреждающие соскальзывание ковшевой цепи на сторону.

Нижний — черпачный барабан имеет пяти- или шестигранное сечение несущих ковши поверхностей и обычно изготавливается сплошным (фиг. 108). Подшипники вала нижнего барабана заделываются в особые деревянные подвижные подушки (фиг. 109), которые с помощью специальных болтов могут быть подняты вверх или опущены вниз. Это устройство необходимо для быстрой и удобной ликвидации заклинивания ковшей элеватора валунами или заваливания их породой. Без этого устройства заклинивание ковшей влечет за собой трудноустраняемые остановки черпачной цепи. Скорость движения прерывистой цепи обычно составляет 10—12 ковшей в минуту (8—10 м/мин), в зависимости от характера и условий черпания. Для тяжелых (плотных) пород



с валунами принимать скорость больше 10 ковшей в минуту не рекомендуется.

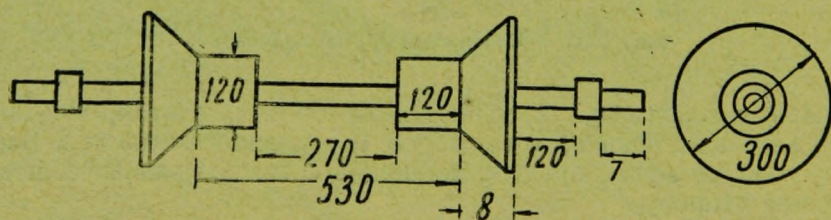
Коэффициент наполнения черпаков колеблется от 0,4 до 0,6 и зависит от наклона рамы. Наиболее удобным является наклон 45—50°.



Фиг. 109. Деревянная подушка.

Рама черпачного элеватора деревянная, устанавливается неподвижно на постаменте и столбах (фиг. 110). Для поддержания цепи на раме укрепляют ролики, чаще всего чугунные (фиг. 111). Расстояние между роликами — 750—850 мм и не должно превышать 900 мм. Нижний конец рамы заканчивается зумпфом, рубленным из бревен, в который и поступает материал, подлежащий подъему элеватором. В боковых стенках зумпфа, в особых гнездах, укрепляются деревянные подушки, несущие подшипники нижнего барабана. Верхний конец рамы заканчивается обвязкой для верхнего черпачного барабана и разгрузочного люка. Если в зумпфе имеется проточная вода, то на некотором расстоянии от его

дна устраивается окно для выхода воды и илов. Такой элеватор может поднимать породу на высоту до 12—15 м.



Фиг. 111. Чугунные ролики.

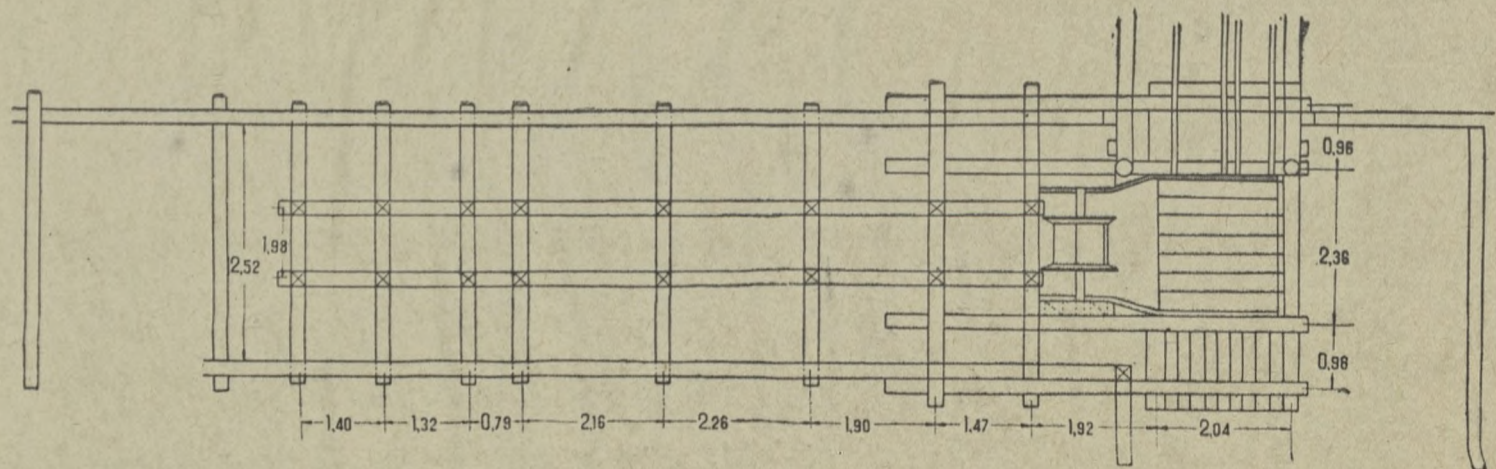
Производительность элеватора может быть рассчитана по следующим формулам:

$$Q = \frac{3,6 \cdot i_{IV} \varphi}{a} \text{ т/час,}$$

или

$$Q = \frac{3,6 \cdot i_{IV} \varphi}{a} \text{ м}^3/\text{час,}$$





Фиг. 110



где:

$i$  — емкость ковша,  $\text{м}^3$ ;

$a$  — расстояние между ковшами,  $\text{м}$ ;

$\gamma$  — вес  $1 \text{ м}^3$  материала,  $\text{т}$ ;

$v$  — скорость движения цепи,  $\text{м/сек}$ ;

$\varphi$  — коэффициент наполнения ковшей (0,4—0,6).

Мощность двигателя, необходимая для работы применяемого в россыпной золотопромышленности элеватора, который выполняет одновременно с подъемом и копание породы, сброшенной в зумпф и находящейся обычно в воде, может быть определена по формуле:

$$N = \frac{Q}{270} L \gamma h, \text{ л. с.},$$

где:

$Q$  — производительность элеватора,  $\text{м}^3/\text{час}$ ;

$\gamma$  — удельный вес породы;

$h$  — высота подъема,  $\text{м}$ ;

$L$  — коэффициент, учитывающий трудноопределимые сопротивления при черпании, трении цепи по роликам, при передаче силы и пр.

Величина  $L$  обычно принимается равной 5—6, в зависимости от условий работы механизмов, качества подшипников и пр. Мощность мотора надлежит рассчитывать на максимальную загрузку цепи, т. е. для того случая, когда коэффициент наполнения черпаков равен 1,0. Например, для элеватора с высотой подъема  $h = 10 \text{ м}$ , имеющего емкость ковшей  $i = 0,06 \text{ м}^3$  и дающего  $h = 15$  ковшей в минуту:

$$Q = 60 \cdot n \cdot i_{\text{max}} = 54 \text{ м}^3/\text{час}.$$

Отсюда:

$$N = \frac{Q}{270} L \gamma h = \frac{54 \cdot 5 \cdot 2,0 \cdot 10}{270} = 20 \text{ л. с.}$$

При худших условиях

$$N = \frac{54 \cdot 6 \cdot 2,0 \cdot 10}{270} = 24 \text{ л. с.}$$

## § 9. СТОИМОСТЬ ОТКАТКИ

Стоимость откатки различными способами за пределами выемочного участка для одних и тех же экономических условий можно проследить по табл. 48, в которой приводятся величины стоимости откатки на Ленских приисках в ценах 1915 г. В статью «начисления на заработную плату и дополнительная заработная плата» внесены соответствующие нашему трудовому законодательству поправки.



Таблица 48

Средняя стоимость в ценах 1915 г. за откатки песков различным способом по данным отчетов Ленских и Алданских приисков (в копейках за 1 м<sup>3</sup>/км)

Элементы расхода	Подземная откатка в тачках	Подземная откатка ва- гонетками вручную	Откатка ло- шадьми		Откатка бес- конечным канатом		Откатка электрово- зами		Доставка по бремсбер- гам (поверхностная)	Откатка транспортерами (ленточными) на Алдане
			подземная	поверхностная	подземная	поверхностная	подземная (проектные данные)	поверхностная		
Зарплата рабочим . . .	340	280	22	16	13	9	6,5	4	40,0	—
Зарплата служащим . .	—	—	2	2	1	1	1,0	0,5	10,0	8,0
И т о г о зарплата . .	340	280	24	18	14	10	7,5	4,5	50,0	8,0
Начисления и допол- нительная зарплата .	153	126	11	8	6	4	3,4	2	22,5	3,5
Материалы, топливо, текущий ремонт . . .	10	15	45	36	34	27	46,1	31	12,0	—
Лошади . . . . .	—	—	30	23	—	—	—	—	—	—
Энергия . . . . .	—	—	—	—	13	10	13	7	—	54,5
Итого прямых рас- ходов . . . . .	503	416	110	85	67	51	62	47,5	84,2	—
Амортизация . . . . .	—	—	13	10	16	12	24,0	10	13,3	—
В с е г о . . . . .	503	416	123	95	83	63	86	57,5	97,5	66,0

В 1913/14 г., по данным отчетов Лензолото, отвозка лошадьми на расстояние от 500 до 1 000 м обходилась:

	Отвозка из шахт в от- вал	Отвозка от шахт на промывку
Перевезено песков, м <sup>3</sup> . . . . .	350 000	221 000
Средняя стоимость отвозки 1 м <sup>3</sup> , коп. . . . .	54	48
Стоимость содержания и ремонта пути и ваго- неток и пр. на 1 м <sup>3</sup> , коп. . . . .	13,3	22,8
Итого прямых расходов на 1 м <sup>3</sup> , коп. . . . .	67,3	70,8
Накладные расходы на 1 м <sup>3</sup> , коп. . . . .	19,0	18,0
В с е г о расходов . . . . .	86,3 коп.	88,8 коп.

Стоимость отвозки бесконечным канатом, которая с 1915 г. являлась на Ленских приисках наиболее распространенной формой рудничного транспорта, колебалась в значительной мере в



зависимости от качества канатных дорожек, главным образом, от степени прямолинейности путей и количества пунктов погрузки песков. В табл. 49 приведены сравнительные величины стоимости откатки бесконечным канатом в разных условиях:

Таблица 49

Сравнительная стоимость откатки бесконечным канатом

Элементы расходов	Откатка бесконечным канатом <sup>1</sup>			Отвозка электровозами (поверхностная), 1915 г.	Механическая откатка в Ленинском управлении Ленинского (бесконечным канатом), 1924—1925 гг.
	Ленинское управление	Артемовское управление (4 мес.)	Н-Бодайбинское управление (3 мес.)		
Количество пунктов погрузки . . . . .	5	1	2	1	—
Общая длина канатной дороги, м . . . . .	1 800	800	500	1 000	—
Расстояние пунктов погрузки от станции назначения, м . . . . .	700—1 600	800	300—500	—	—
Средняя дальность, м . . . . .	1 100	600	400	—	—
<b>Стоимость откатки 1 м<sup>3</sup>/км (цены 1915 г.), коп.</b>					
Материалы . . . . .	17,0	12,5	13,0	8,0	33,0
Зарплата основная . . . . .	28,2	13,0	16,6	4,0	18,0
Зарплата дополнительная и начисления . . . . .	11,0	4,6	7,0	1,5	9,0
Текущий ремонт и пр. . . . .	10,1	15,3	15,0	24,0	21,0
Энергия . . . . .	5,2	6,0	7,0	6,0	5,4
Итого прямых расходов . . . . .	71,6	51,4	58,9	43,5	87,0
Амортизация . . . . .	6,0	14,0	15,0	9,0	11,0
Всего . . . . .	80,4	65,4	74,7	52,5	98,0

Таким образом электровозная (троллейная) отвозка песков дала наилучший экономический эффект. Однако организация троллейной отвозки в шахтах была забракована вследствие меньшей экономичности по сравнению с канатными дорожками (см. табл. 48).

Для сравнения трудоемкости различных способов откатки в табл. 50 приведены соответствующие данные для Донбасса.

<sup>1</sup> По работам 1934 г., в ценах 1915 г.



**Количество людей, работающих в смену при откатке различными способами**

Способы откатки	Годовая добыча, т			Годовая добыча, т		
	150 000			300 000		
	длина откатки, м					
	0,75	1,5	2,1	0,75	1,5	2,1
Аккумуляторными электровозами . . .	3	6	6	6	8	10
Бесконечными канатами . . . . .	8	10	12	10	14	18
Головными и хвостовыми канатами . .	6	12	18	6	12	18
Вагонетками . . . . .	8	12	18	6	12	18

В табл. 51 приведены некоторые данные расхода рабочей силы при откатке бесконечным канатом в Ленинском управлении Лензолото с разделением по отдельным специальностям.

Таблица 51  
**Расход рабочей силы при откатке бесконечным канатом (чел./час. на 1 м³/км)**

	1933 г.	1934 г.
Среднее расстояние откатки, м . .	827,00	927,00
<b>Обслуживающий персонал</b>		
Прицепщики . . . . .	1,30	1,43
Откатчики . . . . .	0,19	0,17
Вахтовые . . . . .	0,30	0,17
Прочие . . . . .	0,04	0,10
<b>И т о г о . . .</b>	<b>1,83</b>	<b>1,87</b>
<b>Ремонтные рабочие</b>		
Ремонтёры . . . . .	0,30	0,17
Смазчики (горные плотники) . . .	0,30	0,30
Электромонтёры . . . . .	0,06	0,03
<b>И т о г о . . .</b>	<b>0,66</b>	<b>0,50</b>
<b>В с е г о . . .</b>	<b>2,49</b>	<b>2,37</b>

Расход электрической энергии на 1 м³ песков, перевезенных на 1 км бесконечными канатными дорожками, по опыту работ Ленского треста, составлял от 0,70 до 1,10 kWh, в зависимости от



направления движения груза по отношению к падению долины: при откатке груза вверх по течению расход энергии определен был теми большими цифрами, чем больше падение долины. Расход в 1,10 kWh имел место для под'ема 0,015 в среднем.

Например, средний расход энергии на 1 м<sup>3</sup>/км по всему предприятию в 1924/25 г. составил 0,91 kWh при объеме перевозок 244 000 м<sup>3</sup>/км, а в 1923/24 г. — 0,89 kWh при 202 000 м<sup>3</sup>/км.

Расход смазочных масел при откатке бесконечным канатом (смазка вагонов и механизмов) составляет, по опыту работ на Лене, в среднем при ручной смазке 0,050 — 0,070 кг на 1 м<sup>3</sup>/км, а при автоматической — 0,035—0,045 кг. Расход колесной мази при откатке тачками составляет в среднем 0,20—0,25 кг на 1 м<sup>3</sup> перевозок.

Расход рабочей силы при транспортной откатке составляет от 0,9 ч/часа на поверхности до 1,2 ч/часа при подземной откатке на 1 м<sup>3</sup>/км. Расход энергии выражается в среднем около 1,0 kWh на 1 м<sup>3</sup>/км. Максимальное использование мощности транспортера редко достигает 0,8—0,9; обычно же она колеблется в пределах от 0,7 до 0,8 и только у транспортеров шириной 500 мм колеблется в пределах от 0,7 до 0,85.

Выбор наивыгоднейшего способа откатки определяется в каждом отдельном случае наличием энергии, характером месторождений и расстоянием откатки. Из приведенных выше цифр вытекает, что вследствие сравнительно небольшого объема перевозок, характерного для большинства россыпных месторождений, разрабатываемых подземным способом, и небольшой протяженности путей наиболее приемлемыми способами откатки будут конная, механическая — бесконечным канатом и транспортно-элеваторная. Из электровозов весьма эффективными будут троллейные электровозы в тех случаях, когда при разработке мощных по запасам россыпей пески по тем или иным причинам добываются в отвал и затем летом доставляются на промывальный прибор.

Применение электровозов для подземной откатки мало приемлемо и невыгодно по техническим условиям.

Выбор между конной и механической откатками бесконечным или головным канатами определяется наличием энергии, причем в случае небольшой нагрузки откаточных путей (до 40 м<sup>3</sup> в смену) и расстоянии откатки до 500 м конная откатка всегда предпочтительней механической.

Доставка транспортером представляет собой одно из основных средств широкой механизации и повышения производительности труда забойных рабочих. Последние, при развитой системе транспортеров по поперечным выработкам и штреку в пределах выемочного поля до основной откаточной магистрали, почти совершенно освобождаются в пределах выемочного поля от ручной откатки тачками или вагонетками. А так как откатка в пределах выемочного поля играет основное значение в общем балансе рабочего времени забойных рабочих, то естественно, что организация транспортной доставки на штрек и по штреку до



станции подземной железной дороги или сразу на поверхность в неглубоких россыпях оказывает исключительное влияние на расход рабочей силы по шахте и на производительность труда забойного рабочего. Поэтому при вскрытии россыпей короткими шахтными полями и при откатке в пределах выемочных участков длинных полей доставка транспортерами имеет исключительное преимущество перед всеми прочими видами откатки, сокращая количество обслуживающих рабочих и увеличивая валовую производительность по шахте до двухкратной против производительности без транспортеров (в зависимости от степени механизации откатки по просечкам).

## § 10. ШАХТНЫЙ ПОДЪЕМ

Под шахтным подъемом понимается совокупность процессов, направленных к доставке добытых под землей песков на дневную поверхность. При разработке россыпей бывают три вида подъемных сооружений:

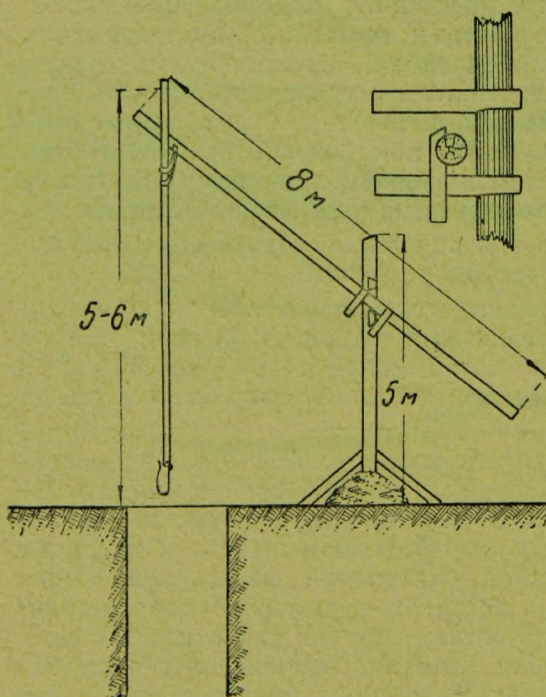
Вертикальные подъемные шахты.

Наклонные подъемные шахты и

Подъемы элеваторного или транспортного типа.

### Вертикальные подъемы

Журавль. Простейшим видом вертикального подъема является так называемый «журавль», или оцеп, очень часто применяемый при разработке мелких россыпей золотничниками



(фиг. 112, 113). Подъемным сосудом в данном случае является навалник. Навальник служит одновременно и для доставки песков. Производительность такого подъемного устройства составляет обычно 120—150 навалников в смену, или около 3,0 м<sup>3</sup>. Оцеп применяется при подъеме с глубины, не превышающей 4—5, максимум 6 м.

Ручной ворот. Более совершенным типом подъема является ручной ворот, или валок, который применяется также только при разработке россыпей золотничниками или мелкими старательскими артелями (фиг. 114, 115).

Ручные ворота применяются старателями для

Фиг. 112. Журавль.



под'ема с глубины, не превышающей 15—20 м. В редких случаях ручной ворот можно применять при добыче с глубины до 30 м.

В качестве под'емных сосудов в более крупных артелях старателей применяются бадьи. Ручные валковые под'емы в крупных государственных работах применяются при углубке шурфов



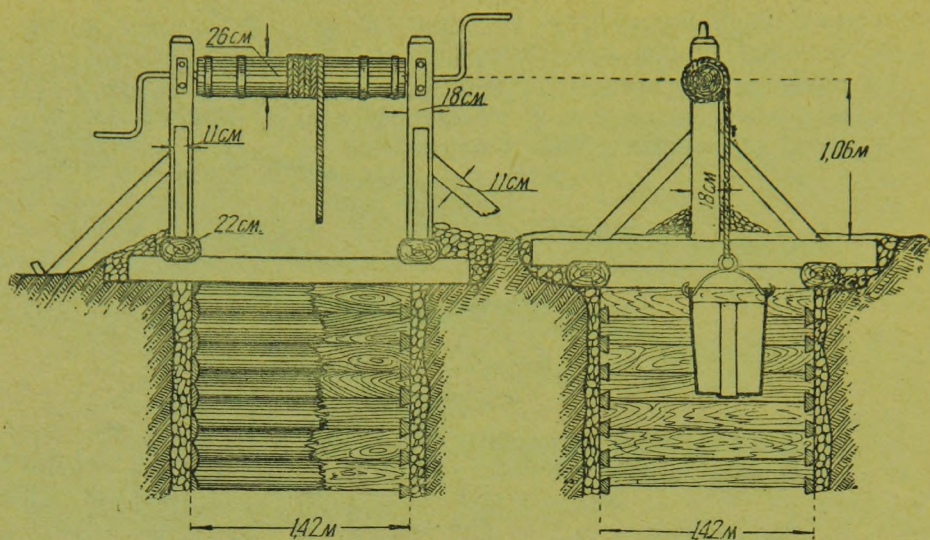
Фиг. 113. Общий вид журавля.

и шахт до глубины 10—20 м и иногда при проходке из шахт штреков. В этом случае в качестве под'емного сосуда всегда применяется бадья.

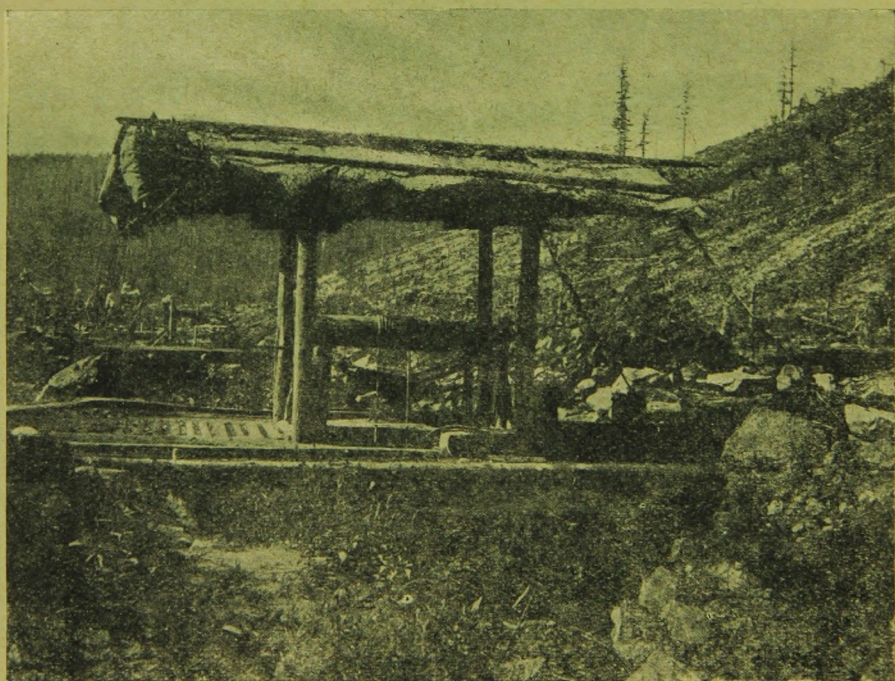
Бадьи изготавливаются из дерева или железа (фиг. 116). Вес деревянной бадьи 25—30 кг, железной—12—14 кг. Вместимость ее 25—60 кг, или 0,025—0,030 м<sup>3</sup>.

Под'емные канаты для ручных ворот бывают пеньковые (предпочтительней и чаще) и металлические. Пеньковые канаты берутся толщиной 25—31 мм, а для мелких шурфов





Фиг. 114. Ручной ворот.

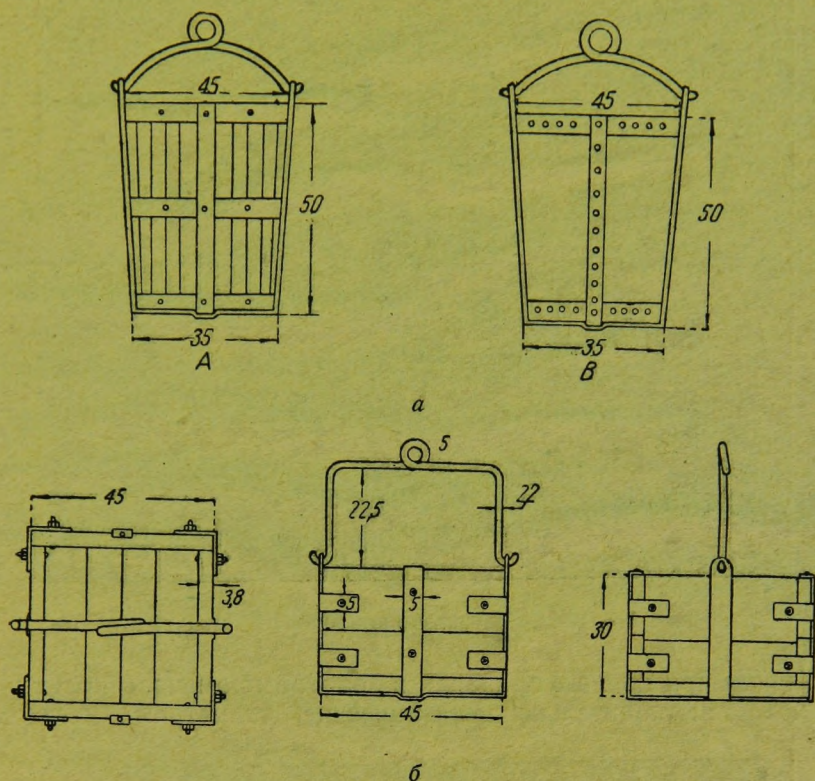


Фиг. 115. Общий вид ручного ворота.



(6—10 м) — 19—22 мм, причем диаметр 19 мм является для пеньковых канатов предельным минимумом.

Вес 1 пог. м пенькового каната при толщине 31 мм составляет около 0,750 кг. Отношение диаметра валка к толщине пенькового



Фиг. 116а и б. Бадья.

каната не должно быть меньше 10. Толщина стального каната берется 11—13 мм.

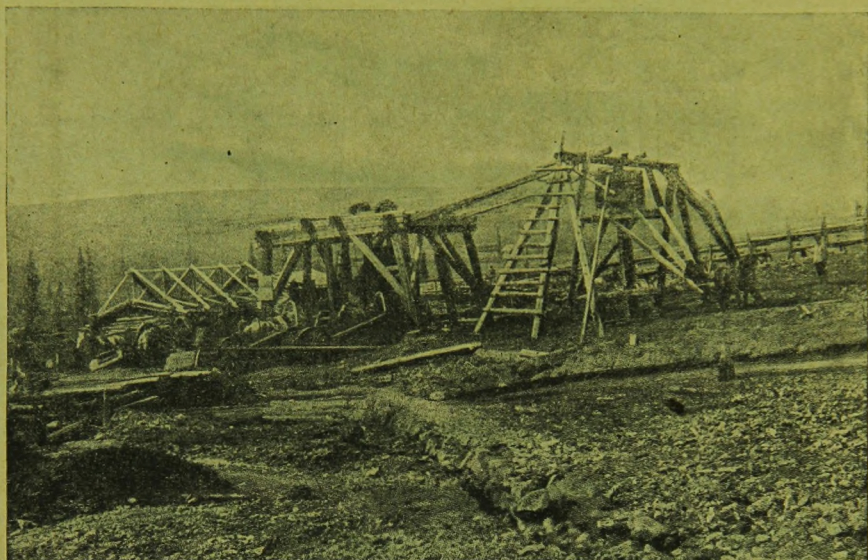
Производительность ручного валка вне зависимости от проходки может быть определена, исходя из того, что для под'ема на 1 пог. м 1000 кг полезного груза с опусканием на то же расстояние порожней бадьи необходимо затратить 0,020 рабочих дня, или на 1 м<sup>3</sup>—0,040 рабочих дня.

Если же под'ем связан с проходкой, то для под'ема 1000 кг груза на 1 пог. м требуется 0,54 рабочих дня. Количество работающих на под'еме ручным валком составляет обычно 2 или 3 чел., из которых один оттаскивает породу в отвал или на промывку. Ручным валковым под'емом при средней глубине 10—15 м и наличии 3 рабочих нормально выдается на поверхность от 3,0 до 3,5 м<sup>3</sup> песков в смену.

Конный ворот. Более совершенным типом под'ема является конный ворот, или конный привод, составляющий одно целое с шахтным копром.



На фиг. 117 дан чертеж наиболее распространенного на приисках шахтного копра с конным приводом. Расположение привода в отношении шахтных копров различного типа показано на фиг. 118, 119, 120.



Фиг. 118. Копер с конным приводом. Общий вид.

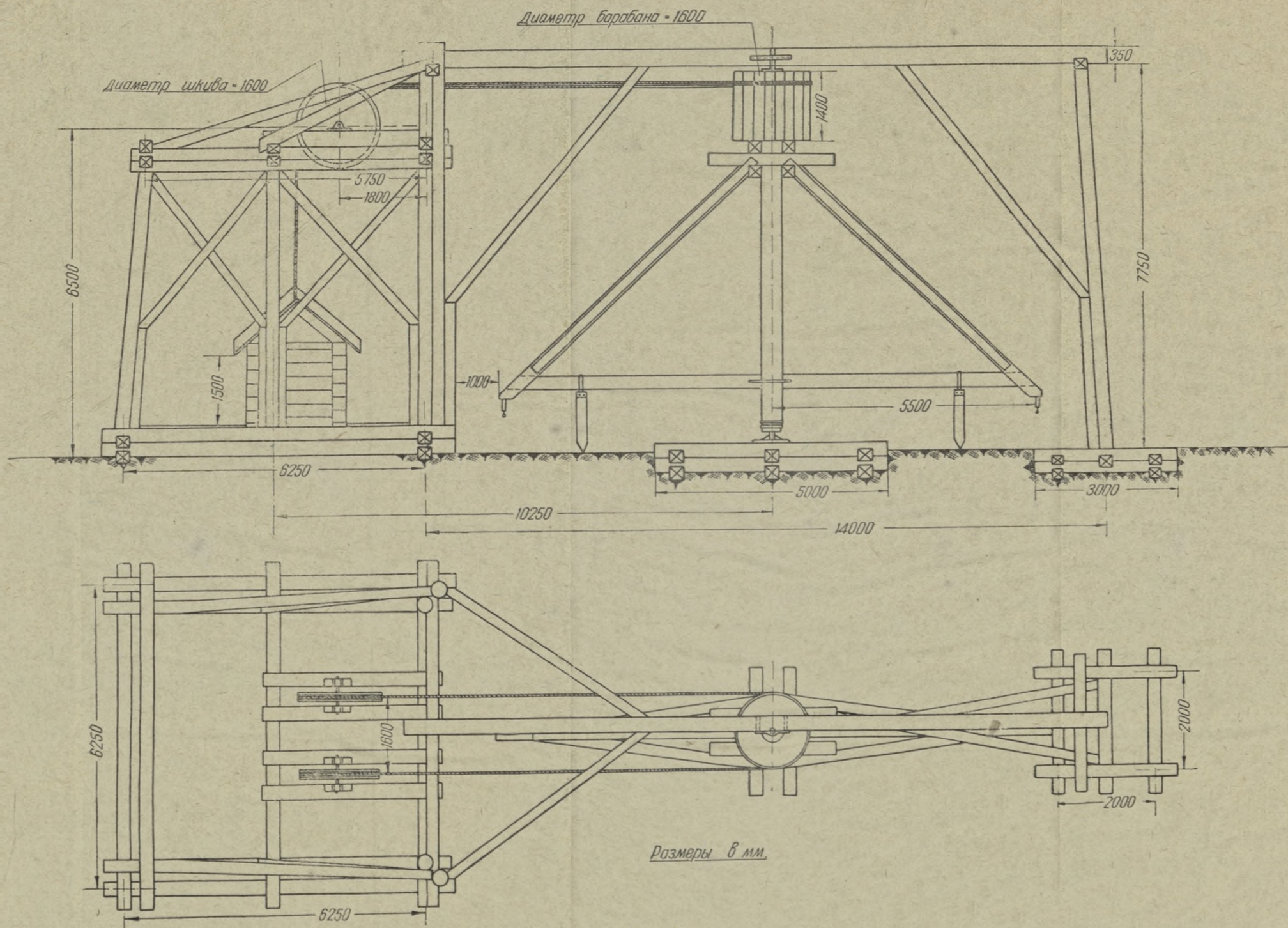
Канаты при конных приводах в золотой промышленности применяются исключительно металлические, диаметром 19—22 мм,



Фиг. 119. Копер с конным приводом на прииске Светлом.

хотя допустимы и пеньковые, диаметром не меньше 32 мм. Отношение диаметра каната к диаметру барабана и шкива должно быть не менее 20.





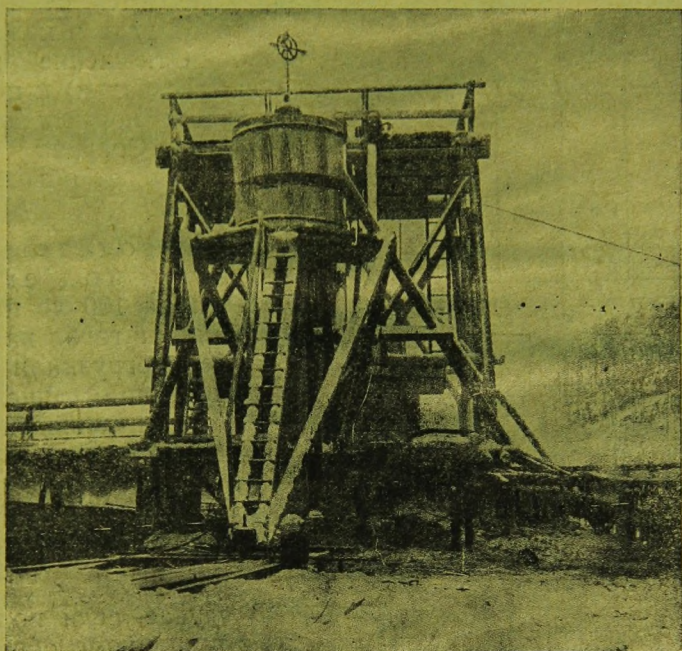
Фиг. 117



Вес 1 пог. м каната—1,4—1,8 кг. Стоимость его на приисках изменяется в зависимости от стоимости провоза.

Конные приводы устраиваются в зависимости от глубины под'ема и размера поднимаемого груза на одну, две и четыре лошади. На мелких старательских работах устраиваются обычно одноконные под'емы, на крупных и глубоких практикуются обычно четырехконные.

В качестве под'емного сосуда на приисках повсеместно распространена бадья, деревянная или железная, размер которой



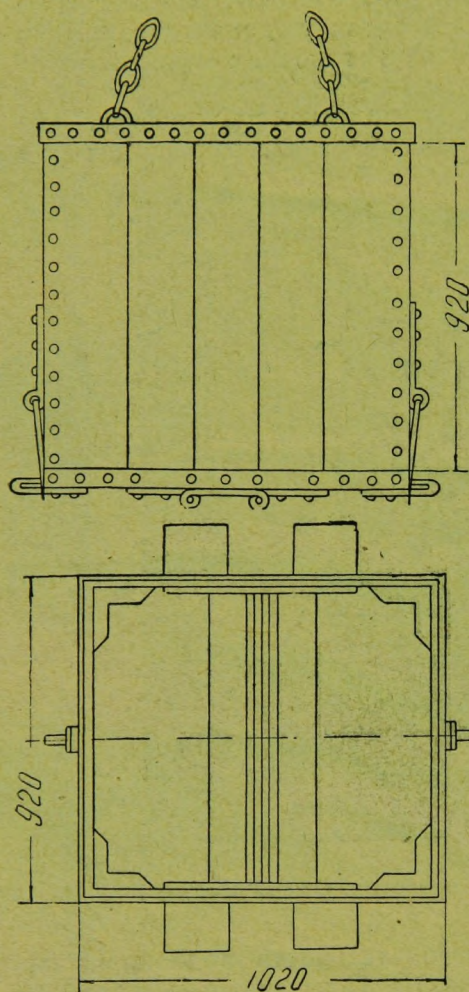
Фиг. 120. Копер с конным приводом. Общий вид.

зависит от предполагаемой производительности под'ема, числа лошадей на приводе и сечения шахты. Показанная на фиг. 121 бадья вместимостью 0,6 м<sup>3</sup> является типом крупной бадьи. Наименьшая вместимость бадьи, употребляемой при разработке россыпей,—300 кг (0,15 м<sup>3</sup>). При проходке шахт обычно употребляются круглые железные или деревянные бадьи того же типа, что и для валкового под'ема, но несколько большего размера, вместимостью 240—300 кг.

Диаметр барабана обычно колеблется в пределах от 1,25 до 2,2 м. Отношение диаметра водил к среднему диаметру барабана обычно составляет 3,2—3,8. Так как скорость хода лошади и усилие, прилагаемое ею к концу водила, являются величинами более или менее постоянными, то при одном и том же количестве лошадей соотношение между длиной водила и диаметром барабана должно быть тем больше, чем тяжелее груз. Следовательно, для



различных размеров конных приводов произведение веса бадьи с породой, приходящейся на каждую лошадь, на отношение диаметра барабана к длине водила должно быть величиной приблизительно постоянной.



Фиг. 121. Железная бадья крупного типа.

Для правильно сконструированного конного привода это произведение должно быть близким к 3. Длина водил колеблется от 2 до 4 м, считая от вала в каждую сторону. Отношение мертвого груза (вес бадьи) к полезному составляет нормально около 25—30%. Средняя скорость подъема бывает обычно 0,35—0,40 м/сек.

Производительность конного подъема определяется на 100 кг полезного груза, поднятого на высоту 1 м (без погрузки и разгрузки), следующим числом погонщиков и лошадей:

лошадей . . . . .	0,0032
погонщиков . . . . .	0,0032
приемщиков бадьи .	0,0032—0,0064

В случае, если подъем связан с проходкой, общее число потребных погонщиков, приемщиков и лошадей для подъема на 1 пог. м груза в 1000 кг составляет вместе 0,02 рабочих дня. Фактическая производительность конного подъема, считая время на выгрузку поднятых песков, при

постоянной величине скорости, зависит от грузоподъемности бадьи, времени разгрузки бадьи, глубины шахты и коэффициента использования рабочего времени подъемного устройства.

Время, необходимое для разгрузки бадьи с очисткой скребком и колотушкой песков, приставших к стенкам и днищу ее, обычно составляет 1,25—1,60 мин.

Коэффициент использования подъемного устройства, под которым понимается отношение всего времени, затраченного на подъем и разгрузку, к общему рабочему времени смены, зависит от степени загрузки шахт (числа забоев) и разного рода про-



стоев. К последним относятся и простые вследствие неравномерной подачи песков от забоев к под'ему, так как первые 1,5 часа подземной смены, пока в забоях идет бурение, взрывание, подготовка леса и прочие вспомогательные операции, характеризуются слабой выдачей породы. Последний час подземной смены, когда в забоях преобладают работы по креплению, также характеризуется пониженной выдачей песков.

В среднем коэффициент использования рабочего времени под'ема при нормальной нагрузке шахты не превышает 0,40—0,45, а иногда спускается ниже.

В условиях стахановской организации труда и работы с подкалкой достигается значительно большая непрерывность и равномерность потока подаваемых к под'ему песков. Благодаря этому коэффициент использования мощности под'ема повышается до 0,60—0,65 и даже до 0,75.

Ганшпиль, или приемная площадка, представляет собой сруб над бадейными прогалами ствола шахты, изготавливаемый обычно из квадратных брусьев (фиг. 122, 123). На верху ганшпиля устраиваются откидные наклонные люки, на которые, когда они закрыты, садится бадья. Поверхности крышек люков обшиваются листовым железом толщиной 2 мм и служат направляющими лотками для высыпающейся из бадьи породы. Под люки ставится вагонетка, если пески отвозятся на промывку, или желоб промывального прибора, если пески сразу идут на промывку. После опускания бадьи одни люки закрываются и открываются другие. В зависимости от организации отвозки или промывки опораживание бадьи может производиться на одну или обе стороны ганшпиля.

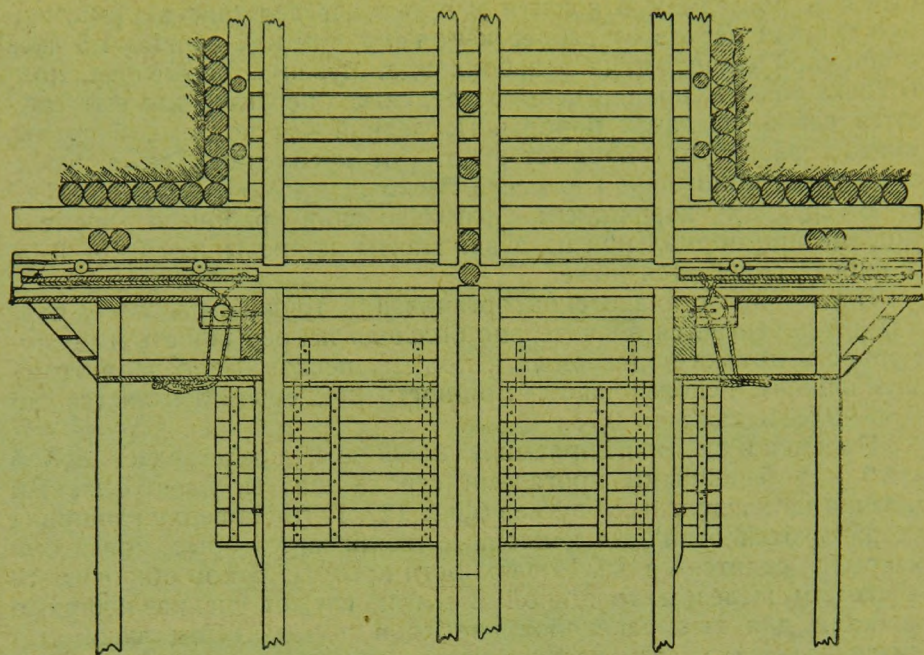
Люки поддерживают бадью после ее под'ема и не дают пескам, камням и пр. падать в шахту. Иногда, кроме люков, устраивается в ганшпилье второе предохранительное устройство в форме особого рода задвижек над бадейным отделением.

Механический под'ем. С развитием механизации в россыпной золотопромышленности все большее распространение получают механические под'емные устройства, позволяющие значительно увеличить скорости под'ема, а следовательно, и производительность. Для под'ема применяются паровые и электрические лебедки. Последние вследствие своей портативности, удобства для переброски и пр. получают все большее распространение.

Механическое под'емное устройство так же, как и конный под'емник, состоит из шахтного копра с разгрузочной площадкой, под'емных сосудов, каната и направляющих проводников и под'емного механизма.

Шахтные копры при механическом под'еме можно разделить на две группы: 1) копры, служащие для под'ема породы на уровень дневной поверхности, что имеет место, когда добытые пески не попадают сразу после под'ема в промывальный прибор, а отвозятся от ствола шахты на промывку или в отвалы в вагонетках, и 2) копры, служащие для под'ема породы на значитель-





Фиг. 122. Приемная площадка.



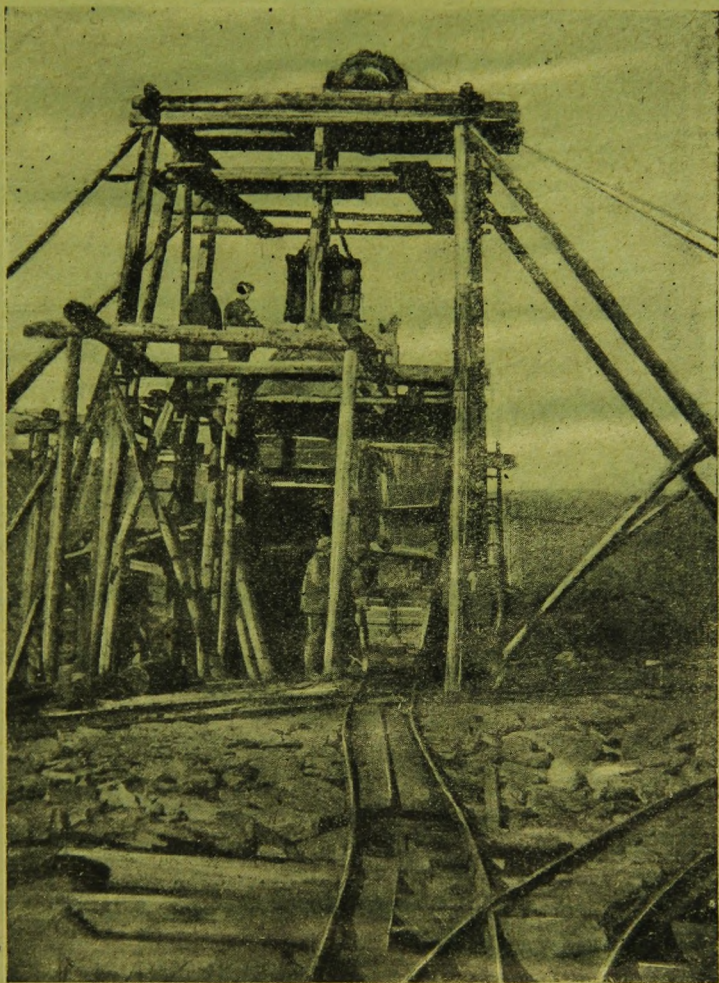
Фиг. 123. Приемная площадка. Общий вид.



ную высоту от устья шахты, что имеет место при центральных под'емах, соединенных в одно целое с промывальным прибором.

В первом случае копры имеют высоту 8—10 м, во втором — 13—18 м.

Те и другие копры имеют на практике несколько конструкций, из которых наиболее распространенными являются:



Фиг. 124. Копер.

- а) конструкции, аналогичные конному копру (фиг. 124);
- б) двуногие копры с раскосами, облегченного типа, для не-  
большой производительности;
- в) четырех- или шестиногие копры для мощных шахт  
(фиг. 125).

В практике россыпной золотопромышленности применяются исключительно деревянные копры. Такому копру приходится нести на себе следующие основные нагрузки:



- 1) вес бадьи или клетки, нагруженной породой,
- 2) натяжение подъемных канатов,
- 3) давление ветра,
- 4) вес полков и водоотливных приборов в случае углубки.

Высота копра в каждом отдельном случае определяется типом и размером промывального прибора, рельефом местности, если



Фиг. 125. Шестиногий копер.

промывальный прибор составляет с копром одно целое (фиг. 126), и некоторыми величинами технически безопасных расстояний между отдельными деталями подъемного устройства, как-то: высотой бадьи или клетки (с дужкой), длиной прицепного устройства, высотой маневрирования и расстоянием между концом прицепного устройства и шкивами. Это расстояние, по новейшим правилам техники безопасности, принимается исходя из такого расчета, чтобы расстояние между сжимом каната и точкой соприкосновения его со шкивом было не меньше 6 м.

Что касается выбора типа копра и его разноса (расстояние между ногами) то, кроме соображений устойчивости (коэффи-



циент которой в среднем принимается равным 1,25), имеет значение характер наносов. Если в наносах отсутствует размоченная глина или пливуны, то разнос будет зависеть только от устойчивости. Если же в месте заложения копра имеются слабые породы, то разнос делается больше.

Допускаемое напряжение рабочих деталей копра на изгиб принимается для сосновых бревен при постоянной нагрузке



Фиг. 126. Копер с промывальным прибором.

100 кг/см<sup>2</sup>, но для имеющей место в работе копра переменной нагрузки допускаемое напряжение уменьшается до 66 кг/см<sup>2</sup>.

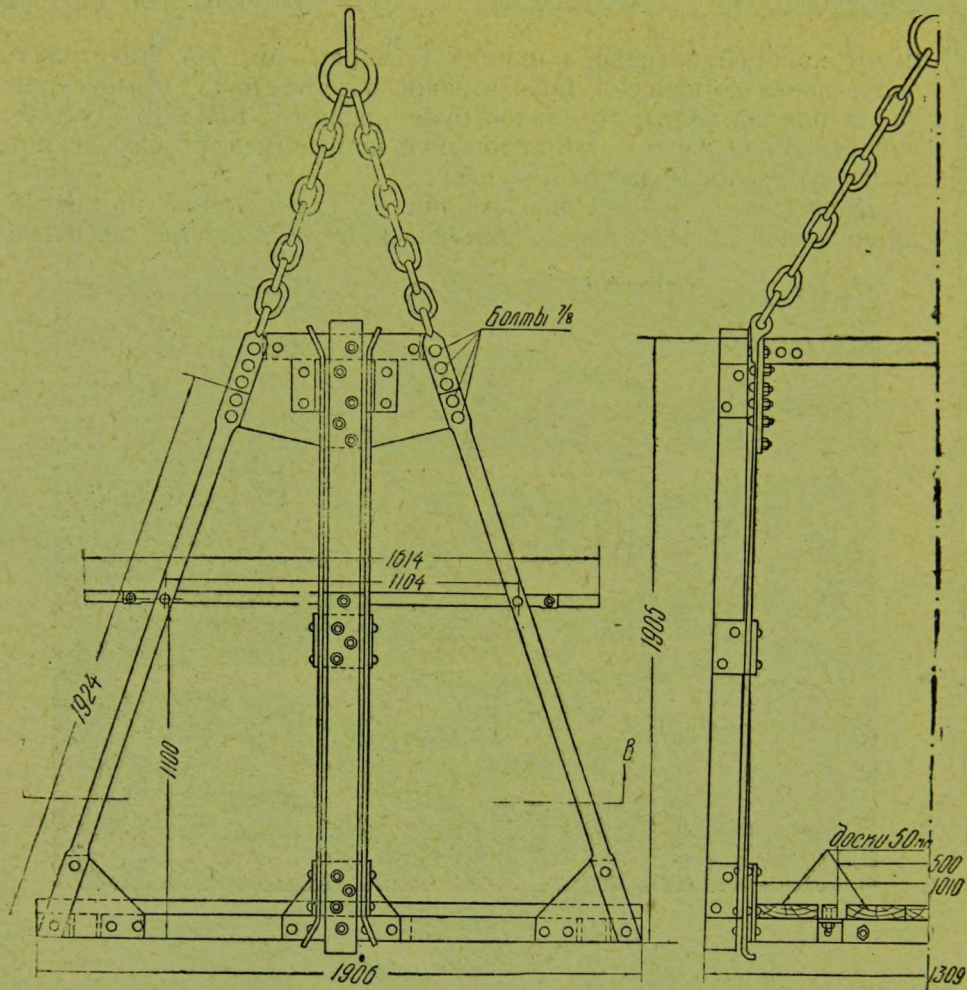
Запас прочности каната при расчете копра принимается в соответствии с требованиями техники безопасности равным 8, а запас прочности деревянных конструкций — равным 10.

Размеры копра находятся обычно графическим путем в соответствии с заданными нагрузками. Размеры деталей, найденные таким расчетом для наиболее загруженной фермы копра, принимаются и для остальных ферм, имеющих меньшую нагрузку. Таким образом прочность копра получается фактически несколько больше требуемой.

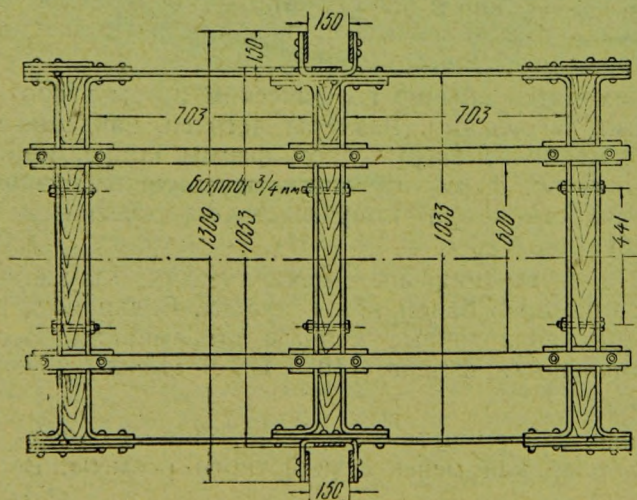
Подъем груза при вертикальных механических подъемниках производится с помощью бадей или в клетях. Бадьи имеют устройство и размеры, аналогичные конным подъемникам. Вес железной бадьи нормального размера (110 × 120 × 110 см) равен 450 кг.

Клетки применяются одноэтажные, на одну вагонетку (фиг. 127), обычно более или менее стандартного размера. Вес





Разрез по АВ



Фиг. 127. Кель.



клетки для нормальных шахтных вагонеток 400 кг. Как клетки, так и бадьи парашютных устройств не имеют и для спуска и подъема людей запрещены.

Верхние приемные площадки для бадейного подъема устраиваются аналогично конным подъемам. Для клетевых подъемов верхняя приемная площадка представляет собой горизонтальную поверхность с рельсовыми путями от клетевых прогалов в сторону отвала или опрокидывателя для откатывания поднимаемых вагонеток. Клетевые прогалы закрываются с помощью деревянных решеток, движущихся по клетевым направляющим вверх — под давлением поднимаемой вверх клетки, вниз — от собственного веса после того, как клеть опущена.

Клеть на верхней площадке устанавливается на кулаки обычного типа, или на кулаки, имеющие форму деревянных упорных брусьев, отклоняющихся при движении клетки вверх и затем автоматически возвращающихся обратно. Перед опусканием клетки кулаки убираются рычагом.

Верхняя приемная площадка устраивается с таким расчетом, чтобы согласно новейшим правилам техники безопасности расстояние от верхнего сжима подъемного каната до точки соприкосновения его со шкивом было не меньше 6,0 м.

Нижняя погрузочная площадка на рудничном дворе при бадейном прогале представляет собой водонепроницаемый зумпф (ящик, изготавливаемый из шпунтованных досок толщиной 60 мм), помещаемый в зумпфе шахты с таким расчетом, чтобы бадья входила в него, возвышаясь над поверхностью пола рудничного двора на 150 мм, что позволяет удобно опрокидывать и опораживать тачки.

Канат при механическом вертикальном подъеме берется всегда стальной. Сечение каната определяется расчетом, исходя из веса поднимаемого груза (и мощности подъемной машины). Он должен состоять из проволок толщиной не меньше 0,8 и не больше 3,2 мм.

Отношение диаметра барабана или шкива к диаметру проволок каната при стали с сопротивлением разрыву 120 кг/см<sup>2</sup> должно быть не менее 1200.

Ввиду незначительной (в общем) глубины шахт при разработке россыпей канаты употребляются исключительно равного сечения. Запас прочности канатов должен быть не ниже пятикратного по отношению к наибольшему поднимаемому грузу. Обычно принимается восьмикратный запас прочности.

Для подъема наибольшего из встречающихся в практике россыпного дела груза (вес клетки плюс вес вагонетки с грузом), как правило, не превышающего 1500 кг, достаточным сечением является 15,9 мм ( $\frac{5}{8}$ "). Однако, ввиду обычно применяющихся деревянных подъемных шкивов, диаметр каната берется большим — 22—28 мм — для того, чтобы избежать порчи шкивов, прорезываемых тонким канатом.

Направляющие (проводники) для клетьевого и бадейного подъема изготавливаются исключительно из деревянных



брусев, между которыми оставляются зазоры. Благодаря этому возможно опускание отдельных звеньев направляющих при осадке крепления шахты без нарушения прямолинейности всей направляющей магистрали. При разработке россыпей это имеет существенное значение, так как осадка ствола представляет собой обычное явление даже при самом лучшем креплении. Вверх по поверхности разгрузочной площадки, на расстоянии  $+1,5$  м (где  $l$  — высота клетки), направляющие сближаются для того, чтобы клеть или бадя, пропущенная машинистом выше, могла заклинить и тем предупредить разрушение шкивов и подшкивных балок. Обычный размер направляющих  $125 \times 150$  мм или  $150 \times 150$  мм.

В качестве двигателя при механическом вертикальном подеме употребляются как паровые, так и электрические лебедки. Размер и тип лебедок, применяемых при добыче россыпного золота, крайне разнообразен, так как для этой цели приспособляются механизмы, которые в данном случае имеются под рукой. Более или менее стандартное подъемное оборудование существовало на Ленских приисках, где большинство шахт было оборудовано электрическими лебедками мощностью 85 л. с., дающих скорость подъема 1,5 м/сек. Однако эта мощность является излишней. Вполне достаточная мощность — это 40—50 л. с. для электрических и 30—35 л. с. для паровых лебедок.

Скорость движения клетки или бадьи при механических подъемах в практике весьма разнообразна вследствие крайнего разнообразия применяемых машин. Как правило, наибольшая скорость подъема не должна превышать 6,0 м/сек, так как в подавляющем большинстве случаев глубина шахт по россыпям не превышает 75 м.

Производительность механического подъема. Производительность механического подъема определяется по формуле

$$Q = \frac{480 \cdot q \cdot k}{t} \text{ м}^3 \text{ в смену.}$$

В этой формуле:

$t = \frac{h}{v}$  — продолжительность подъема одной клетки, включая разгрузку в минутах;

$Q$  — емкость подъемного сосуда в кубометрах;

$k$  — коэффициент использования рабочего времени.

Величина производительности подъема колеблется в весьма широких пределах в зависимости от мощности машины, грузоподъемности клетки, глубины шахты, а при прочих равных условиях — от величины коэффициента  $k$  (нагрузка шахты).

В табл. 52 приведены практические данные производительности подъема за 8-часовую смену.

Таким образом практические величины не достигали возможной производительности 100%, определенной с учетом всех технических элементов подъема. Лучшие коэффициенты использования полезной мощности подъема находятся между 80 и 85%.



## Производительность под'ема за 8 часовую смену на некоторых шахтах

Шахты	Глубина шахты плюс высота копра до прием- ной площадки, м	Тип машин	Мощность машины, л. с.	Диаметр барабанов, м	Средняя скорость под'- ема, м/сек	Средняя продолжитель- ность под'ема, мин.	Средняя продолжитель- ность разгрузки, мин.	Общая продолжитель- ность одного под'ема	Емкость под'емного сосуда, м³	Возможная произво- дительность в смену, м³	Возможная произво- дительность в час, м³	Фактическая производи- тельность, м³		Коэффициент использо- вания времени мощ- ности, %	Род под'ем- ного сосуда
												в смену	в час		
А л д а н															
1 . . . . .	10+5	Паровая	16	0,80	0,30	0,80	1,50	2,30	0,22	43	5,4	34,5	4,3	80	Бадья
2 . . . . .	11+5	„	32	1,00	0,60	0,50	1,50	2,00	0,60	144	18,0	74,0	9,3	52	„
3 . . . . .	11+5	„	40	1,25	0,60	0,50	1,25	1,75	0,60	183	23,0	88	11,0	48	„
4 . . . . .	11+6	„	32	1,00	0,60	0,50	1,50	2,00	0,60	144	18,0	66	8,2	46	„
5 . . . . .	11+6	„	40	1,25	0,60	0,50	1,50	2,00	0,60	144	18,0	66	4,2	24	„
Л е н а															
1 . . . . .	31+10	Электрич.	85	1,25	1,50	0,50	0,90	1,40	0,38	130	16,0	81	10,0	62,5	Клеть
2 . . . . .	32+12	„	85	1,25	1,50	0,50	0,90	1,40	0,38	130	16,0	61	7,5	46	„
3 . . . . .	41+10	„	85	1,25	1,60	0,60	0,90	1,50	0,38	121	15,0	61	7,5	56,5	„
4 . . . . .	70+12	„	85	1,25	2,00	0,75	0,90	1,65	0,38	110	14,0	45	5,8	41,0	„
5 . . . . .	48+8	„	50	1,25	1,10	—	—	—	—	—	—	—	—	—	Бадья
6 . . . . .	42	Паровая	35	1,20	0,70	1,00	2,00	3,00	0,38	60	7,5	43	5,4	71,0	Клеть



В большинстве же случаев в результате неполноценного использования под'ема по чисто организационным причинам (недогрузка шахт забоями, неполадки откатки, промывки и пр.) эти цифры значительно ниже. Нормальным коэффициентом использования под'ема при эксплуатационных работах в условиях стахановской организации труда с учетом неизбежных остановок при правильной организации работ надлежит принимать коэффициент в 0,90—0,92.

Из табл. 52 видно, что бадейный под'ем с бадьями нормального размера при прочих равных условиях является более производительным, чем клетевой под'ем с вагонетками обычного шахтного размера. Однако это преимущество является лишь результатом недостаточно рациональной постановки разгрузки вагонеток, их смазки и прочих чисто технических причин, которые имели место при эксплуатации клетевых под'емов. Основными недостатками при эксплуатации клетьевого под'ема обычно являются неудачное расположение путей на приемной площадке от клеток до опрокидывателей и путей на площадке рудничного двора, плохая организация смазки. Особенное значение в этом отношении имеет правильный выбор уклона путей верхней и нижней площадок и длина путей верхней площадки.

Профиль путей на площадках должен быть построен по принципу уклона равного сопротивлению, а длина путей верхней площадки ни в коем случае не должна превышать расстояния, минимально необходимого для разгона вагонетки. Это расстояние не следует делать больше 2,0 м.

Расход электроэнергии на электрический под'ем колеблется в зависимости от глубины под'ема. На Ленских приисках расход составлял при средней глубине под'ема 40—45 м 1,20 kWh на 1 м<sup>3</sup> поднятых песков, что составляет 0,025 kWh на 1 м<sup>3</sup> песков, поднятых на высоту 1 пог. м.

Расход топлива при паровом под'еме также колеблется в довольно значительных пределах. По опыту работ на Алдане, на 1 м<sup>3</sup> поднятой породы при высоте под'ема 15,0 м расходовалось 0,09 м<sup>3</sup> сухих дров в складочной мере или 0,006—0,007 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>3</sup> песков, поднятых на высоту 1 пог. м.

Расход рабочей силы собственно на под'еме (без обслуживания верхней и нижней приемных площадок) составлял в среднем на 1 м<sup>3</sup> поднятых песков:

при паровом под'еме . . . . .	0,05—0,09	рабоч. дня.
при электрическом под'еме . . . . .	0,01—0,02	рабоч. дня.

Состав бригады в смену (без обслуживания приемных площадок) на паровом под'еме:

Машинистов . . . . .	1
Кочегаров . . . . .	1
Подкидчиков дров . . . . .	1
Бригадиров . . . . .	0,33
Водовозов и дровозов . . . . .	1

Всего . . 4,33



На электрическом под'еме:

Машинистов (вахтовые) . . . . .	1
<hr/>	
Итого . . .	1
Состав нижней бригады (стволовые) . . . . .	2
Состав верхней бригады (люковщики) . . . . .	2
<hr/>	
Итого . . .	4

При одно- и пароконном под'еме рабочих на верхней и нижней площадках — по одному.

Необходимо особо выделить специализированную форму шахтного под'ема, широко распространенную в Америке, когда бадья одновременно является и откаточным сосудом для транспортировки песков от шахты до промывального прибора или в отвал («bucket hoist»). С помощью системы несущего и ведущего канатов и каретки, движущейся по несущему канату, бадья перемещается от ствола шахты до промывального прибора. Обратный путь бадьи делает под действием собственного веса. Сущность под'ема этого типа иллюстрируется фиг. 128, 129.



Фиг. 128. Система под'ема „bucket hoist“. Общий вид.

Этот вид под'ема полностью механизирован, управляется с промывального прибора и не требует обслуживания на верхней площадке шахты и откатке.

К сожалению, точных данных о производительности и стоимости работы подобного под'ема в литературе нет. Необходимо отметить, что сфера применения его ограничивалась лишь небольшими по мощности шахтами (около 30 м<sup>3</sup> в смену).

### Наклонные под'емы

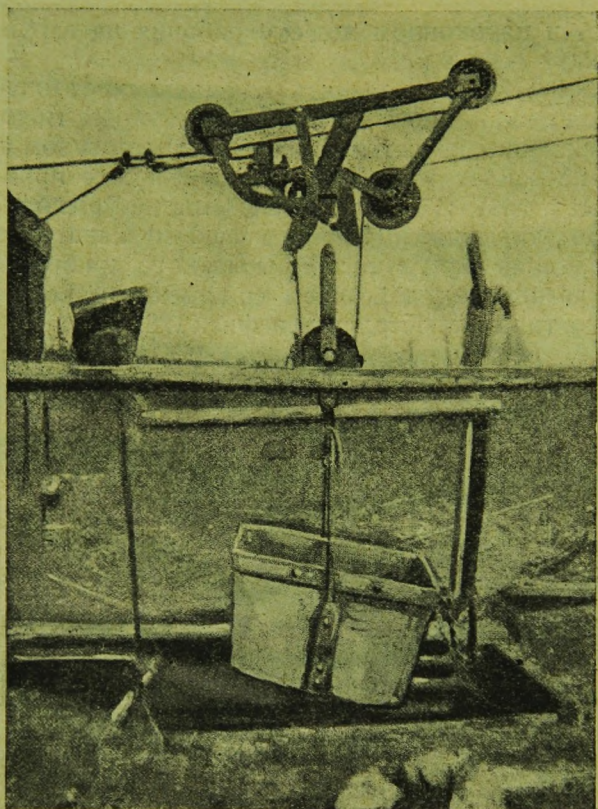
Под'емы по наклонным шахтам встречаются в практике разработки россыпей сравнительно редко. Различают в этом случае два вида под'емных устройств: под'ем бесконечным канатом и под'ем концевыми канатами, поездами или отдельными вагонами.

Под'ем бесконечным канатом. Этот под'ем устраивается так же, как и для бесконечных канатных дорожек, с той



разницей, что вагонетки в этом случае имеют значительно усиленные лобовые стенки, для которых употребляются доски толщиной 80 мм.

Расчет мощности двигателя, толщины каната и прочих элементов производится, как и в случае откатки, бесконечным канатом.



Фиг. 129. Система под'ема „bucket hoist“.

Толщина каната обычно берется 22—25 мм.

Предельным углом наклона принимается  $25^{\circ}$ .

Под'ем с помощью бесконечного каната устраивается в случае большой производительности шахты, так как пропускная способность в этом случае очень велика.

Примером бесконечного наклонного под'ема могут служить шахты № 7 и № 8 Софийского прииска Лензолото. Работа под'ема этих шахт и основные его элементы характеризуются цифрами, приведенными в табл. 53.

Работавшие в Ленских приисках наклонные под'емы не были загружены полностью и использовались в среднем лишь на 54% своей нормальной мощности.



## Характеристика наклонного подъема шахт Софийского прииска

	Шахта	
	№ 7	№ 8
Наклонная длина шахт, м . . . . .	125	130
Вес порожней вагонетки, кг . . . . .	300	300
Объем вмещаемой породы (в массиве), м <sup>3</sup> . . . . .	0,34	0,34
Количество вагонов, одновременно находящихся на каждой ветви каната . . . . .	6	6
Толщина каната, мм . . . . .	25	25
Мощность мотора, л. с. . . . .	35	35
Скорость движения каната, м/сек. . . . .	0,65	0,65
Теоретически возможная производительность с учетом неизбежных простоев, м <sup>3</sup> . . . . .	240	240

Расход энергии на подъем 1 м<sup>3</sup> составлял 1,40 kWh.

Расход рабочей силы в среднем на 1 м<sup>3</sup> поднятых песков составлял 0,04 рабоч. дня.

Подъем концевым канатом. Этот подъем работает от двухбарабанной лебедки. Мощность машины и толщина каната рассчитываются аналогично приведенному выше расчету для канатных дорожек с хвостовым и головным канатом. В практике обычно употребляется канат диаметром 15,8 мм ( $\frac{5}{8}$ ").

Производительность такого подъема зависит от скорости движения каната и числа одновременных поднимаемых вагонеток. Обычно скорость дается от 2 до 3 м/сек. Более двух вагонеток в практике обыкновенно не встречается.

Наклонные подъемы двумя концевыми канатами, обслуживаемые паровыми или электрическими двухбарабанными лебедками с помощью машин от 25 до 30 л. с., давали на Ленских приисках фактическую производительность от 50 до 86 м<sup>3</sup> в смену при длине наклонного подъема 160 м и угле наклона 12—15°.

Скорость движения — 2—3 м/сек (без учета разгрузки, прицепки и отцепки), вагонеток прицепляется не более двух, емкостью 0,34 м<sup>3</sup> каждая.

Наклонные подъемы имеют то преимущество перед вертикальными, что они гораздо проще в обслуживании и доступней для всякого рода ремонтов. Однако наряду с этим они имеют и большие недостатки:

1. Откаточное оборудование при наклонных подъемах изнашивается значительно в большей степени, чем при вертикальных, вследствие значительного пробега по наклонным путям в условиях добавочного напряжения.

2. Они менее безопасны, чем вертикальные.

3. Стоимость их обычно значительно больше, чем вертикальных, пройденных в тех же условиях.

Вследствие этого наклонные подъемы практически целесообразно применять лишь там, где условия рельефа позволяют про-



вести работу с большей выгодностью и удобством по сравнению с вертикальными шахтами. Наиболее часто это имеет место при разработке россыпей, перекрытых мощными толщами наносов склонов (увалов) современных долин.

### **Под'емы транспортерные или элеваторные**

Эти под'емы применяются в условиях неглубоких россыпей, когда последние вскрываются открытой канавой, допускающей удобное размещение наклонного транспортерного устройства. Такой под'емник может быть чрезвычайно экономичным и допускает высокую производительность установки.

Сфера применения транспортерных под'емников ограничивается также и родом энергии, так как при отсутствии электрической энергии эксплуатация под'ема этого вида теряет значительную долю своих преимуществ и сооружение приобретает громоздкость и значительно удорожается как в части устройства, так и в его эксплуатации.

Наибольшая глубина, для которой наблюдалось широкое применение транспортерного под'емника, — 8 м. Примерно этой цифрой и определяется практически наивысший предел применения транспортеров для под'ема песков из подземных выработок на поверхность.

При большей глубине применение транспортеров, особенно ленточных, становится практически невозможным как вследствие технических трудностей и дороговизны проходки на большую глубину канавы для размещения устройства, так и усложнения условий эксплуатации под'ема.

Производительность ленточного наклонного под'емника обычно превышает практически возможную мощность шахты и полной загрузки добычных выработок и обычно составляет 600—800 м<sup>3</sup> в сутки.

**Сравнение различных методов под'ема.** Сравнение различных методов под'ема и выбор наивыгоднейшего из них не всегда может иметь место, так как некоторые из них имеют строго ограниченную сферу применения.

Под'ем бечепом («журавлем») может быть допущен только для очень небольших золотнично-старательских работ как совершенно кустарный способ работы.

Валковый ручной способ (ручной ворот) применим только в небольших организованных старательских артелях с числом рабочих, не превышающим 10—12 человек, и на работах по углубке неглубоких (до 12 м) шахт, особенно шахт небольшого сечения (шурфов). При углубке глубоких шахт большого сечения практикуемое применение ручного под'ема до глубины 10—12 м с последующей заменой его конным или механическим следует признать нерациональным. Можно организовать работу таким образом, чтобы конный или механический под'ем был готов к моменту углубления шахты на 3—4 м, когда достигается предел рациональной работы на выкид с полками.



Из всех видов коупных под'емных устройств (конные, паровые, электрические под'емы) наивыгоднейшим во всех случаях и для любой производительности является электрический под'ем при условии правильно подобранной мощности под'емной лебедки и правильной расстановки и нормального количества рабочих, обслуживающих под'ем. Поэтому при наличии энергетической базы электрический вертикальный или наклонный (в благоприятных условиях рельефа) под'ем должен быть предпочтен всем прочим видам, за исключением некоторых случаев применения специализированных форм под'ема — транспортно-элеваторного.

Что касается парового механического под'ема, то необходимо предостеречь от увлечения механизацией ради механизации, так как для шахт с небольшой производительностью или небольшими абсолютными запасами песков паровой под'емник всегда менее выгоден, чем конный. Это происходит как вследствие высокой стоимости его содержания, так и значительно большей стоимости всех сооружений, а следовательно, и высокого размера амортизации при небольших запасах песков. По данным опыта работ на Алдане, механический под'ем, несмотря на его большую производительность, становится равноценным по стоимости конному под'ему только при абсолютных запасах песков в шахте не меньше 35 000 м<sup>3</sup>.

Поэтому выбор между паровым и конным под'емами там, где нет энергетической базы, должен всегда сообразоваться с размерами абсолютных запасов россыпи и точным подсчетом стоимости содержания парового под'ема. Для иллюстрации сравнительной стоимости различного типа под'емов в условиях различных абсолютных запасов шахты в табл. 54 приведены некоторые данные по одному из районов (цены 1931 г.).

Таблица 54

**Сравнительная стоимость механического и конного под'емов**

Запас песков в шахтном поле, тыс. м <sup>3</sup>	Суточная производительность, м <sup>3</sup>		Стоимость эксплуатации под'ема на 1 м <sup>3</sup> , руб.						
	механический под'ем (паровой)	четырехконный под'ем	механический под'ем			конный под'ем			
			эксплуатационные расходы	амортизация	общая стоимость под'ема	эксплуатационные расходы	амортизация	дополнительные расходы на удаление продукта	общая стоимость под'ема
20,0	400	300	0,82	1,15	1,97	0,83	0,50	—	1,33
25,0	400	300	0,82	0,92	1,74	0,83	0,40	0,20	1,43
30,0	400	300	0,82	0,77	1,59	0,83	0,33	0,29	1,45
40,0	400	300	0,82	0,57	1,39	0,83	0,25	0,42	1,50
60,0	400	300	0,82	0,39	1,21	0,83	0,17	0,58	1,58

Применение транспортно-элеваторных под'емов ограничивается разработкой россыпей, залегающих на глубине до 10 м



при условии дешевого и удобного отопления устройства или при работе только в летнее время. В этом случае транспортные подъемы должны предпочитаться всяким другим подъемам.

Стоимость подъема по вертикальным шахтам чрезвычайно колеблется в зависимости от производительности подъема и загрузки шахт.

Включая стоимость обслуживания верхней и нижней приемных площадок, стоимость подъема на 1 м<sup>3</sup> в золотом рубле может быть принята для полноценной нагрузки в следующих цифрах в коп. (табл. 55).

Таблица 55

Производительность подъема в смену, м	Ручной подъем		Одноконный подъем		Парокон- ный под- ем		Четырехкон- ный подъем		Паровой подъем		Электри- ческий подъем	
	собственно подъем	подъем с по- грузкой и разгрузкой	собственно подъем	подъем с по- грузкой и разгрузкой	собственно подъем	подъем с по- грузкой и разгрузкой	собственно подъем	подъем с по- грузкой и разгрузкой	собственно подъем	подъем с по- грузкой и разгрузкой	собственно подъем	подъем с по- грузкой и разгрузкой
2,0	310	450	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3,0	205	300	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
4,0	155	225	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
5,0	—	—	135	270	—	—	—	—	—	—	—	—
10,0	—	—	70	135	—	—	—	—	—	—	—	—
15,0	—	—	45	90	80	175	—	—	—	—	—	—
20,0	—	—	—	—	65	130	100	185	—	—	—	—
25,0	—	—	—	—	50	105	80	145	—	—	—	—
30,0	—	—	—	—	48	88	65	120	100	150	22	75
35,0	—	—	—	—	—	—	57	105	90	140	20	64
40,0	—	—	—	—	—	—	50	90	80	130	18	56
50,0	—	—	—	—	—	—	40	73	70	115	16	45
60,0	—	—	—	—	—	—	35	60	65	95	13	38
70,0	—	—	—	—	—	—	—	—	65	85	11	35
80,0	—	—	—	—	—	—	—	—	55	80	10	32
90,0	—	—	—	—	—	—	—	—	50	70	9	28
100,0	—	—	—	—	—	—	—	—	45	65	8	25
110,0	—	—	—	—	—	—	—	—	45	65	7	23

## § 11. ВОДООТЛИВ

Водоотлив в практике разработки золотых россыпей имеет исключительно важное значение, так как водоносность является обычным свойством речных наносов, слагающих россыпи. Степень водонесности россыпей весьма разнообразна, от ничтожного притока до десятков тысяч литров в минуту на выработку (шахту). На Ленских приисках разрабатывались и разрабатываются шахты, имеющие приток воды в 15—25 тыс. л/мин. В соответствии с этим разнообразием величин притока воды применяемые методы водоотлива весьма многообразны.



Простейшей формой водоотлива является водоотлив с помощью бадей. Для этой цели пользуются или специальными баднями для под'ема воды или баднями, которыми производится под'ем породы. Как правило, водоотлив баднями применяется только при углубке шахт или шурфов. При переходе последних в эксплуатацию устанавливается обычно специальный водоотлив, за исключением тех случаев, когда приток настолько незначителен, что во время нерабочих смен водосборный зумпф водой не переполняется. В практике Донбасса баднями убирался приток воды до 150—180 л/мин, при емкости бадей 800—1500 л. В россыпном деле водоотлив баднями обычно применяется при значительно меньшем притоке воды: ручной под'ем при 10—15 л/мин, механический и конный под'ем при 50—75 л/мин.

При большом притоке воды применяется установка специальных водоотливных приборов, из которых различают ручные насосы, паровые насосы, электрические насосы, сифоны.

Независимо от типа и характера применяемого водоотлива для того, чтобы сосредоточить притекающую к шахте воду в одном месте, в полотно шахты (при углубке) или в одной из боковых выработок (при эксплуатации) устраивается зумпф, размеры которого определяются величиной притока воды и характером применяемого водоотливного оборудования.

Обычные размеры зумпфов: при углубке для притоков до 2000 л/мин:  $1,5 \times 1,5 \times 1,25$  м, для притоков более 2000 л/мин:  $2,0 \times 2,0 \times 1,5$ .

При эксплуатации для шахт с притоком до 2000 л/мин:  $2,5 \times 3,0 \times 1,2$  м, для шахт с большим притоком:  $4,5 \times 3,0 \times 6,0$  м.

**Ручные насосы.** Так как силу среднего человека можно приравнять 0,097 механической лошадиной силы, то с помощью ручного насоса обеспечивается при работе одного рабочего в среднем следующий размер водоотлива:

на высоту 5,0 м . . . . .	50 л/мин
на высоту 10,0 „ . . . . .	25 „
на высоту 20,0 „ . . . . .	12,5 „

Эти размеры производительности ручного водоотлива и определяют случаи его применения. Ручной водоотлив осуществляется или с помощью обычной помпы (штанговый насос, поршневый), изготовляемой из железа или дерева, или с помощью более совершенных крыльчатых (Альвейер), поршневых (Виктория, Гарда, Летестю) и диафрагмовых насосов.

Наиболее часто применяемые типы ручных насосов имеют следующее устройство и эксплуатационные качества.

**Штанговый насос** наиболее прост и пользуется значительным распространением на небольших старательских работах при эксплуатации неглубоких (до 8 м) россыпей. Штанговый насос изготовляется обычно на месте из железных труб, листового железа или из дерева. Клапан поршня всасывающей трубы делается из кусков толстой кожи, прикрытых сверху и снизу круглыми



железными пластинами, стянутыми заклепками. Труба насоса крепится к стенкам шахты или шурфа особыми хомутами.

Производительность штангового насоса определяется по формуле:

$$Q = \frac{\pi D^2 H n}{4 \cdot 1000} \text{ л/час,}$$

где:

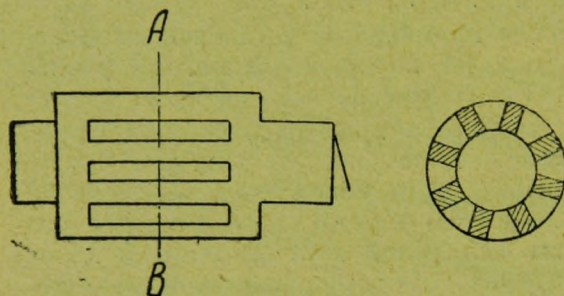
$D$  — диаметр поршня, см,

$H$  — длина хода поршня, см,

$n$  — число движений поршня в час.

Деревянная помпа изготавливается из двух половинок распиленного вдоль бревна, у которого вся сердцевина выдалбливается,

после чего обе половинки соединяются с помощью железных или хворостяных (ивовых) колец. Всасывающий клапан делается из отдельного куска дерева, который вставляется в нижний конец трубы (фиг. 130). Вода входит в клапан через продольные узкие щели, которые не



Фиг. 130. Клапан.

позволяют засасываться в трубу камням, щепе и пр.

**Крыльчатый насос Альвейер.** На оси, проходящей через цилиндрическое тело насоса, насажены крылья  $a$  с клапанами и рукояткой (фиг. 131). При движении рукоятки крылья попеременно двигаются вверх и вниз. При движении крыла  $a$  вверх клапан  $I$  открывается, и вода всасывается в насос. При обратном движении крыла  $a$  клапан  $I$  закрывается, вода давит на клапан  $II$ , открывает его и переходит в верхнюю часть насоса, откуда при последующих качаниях поступает через клапан  $III$  в напорную трубу.

На фиг. 132 представлен внешний вид насоса.

Спецификация крыльчатых насосов, изготавливаемых нашими заводами (Машиносиндикат, Харьков, Сталино, Ростов на Дону) дается в табл. 56.

**Поршневые насосы Виктория, Ниагара и Гарда.** Поршневый насос Виктория (фиг. 133) представляет собой коробку длиной до 0,6 м, шириной 0,15—0,20 м и высотой 0,25—0,35 м. В средней части, сверху, имеется напорная труба, внизу — всасывающая труба. Над всасывающей трубой, в нижней части, помещается ось ( $O$ ), на которую насажена рукоятка, приводящая эту ось в движение. На оси имеется палец. При движении оси палец поворачивается и двигает за собой поршень в салазках вправо и влево.

При движении поршня вправо в левой стороне насоса образуется разреженное пространство, левый нижний клапан откры-



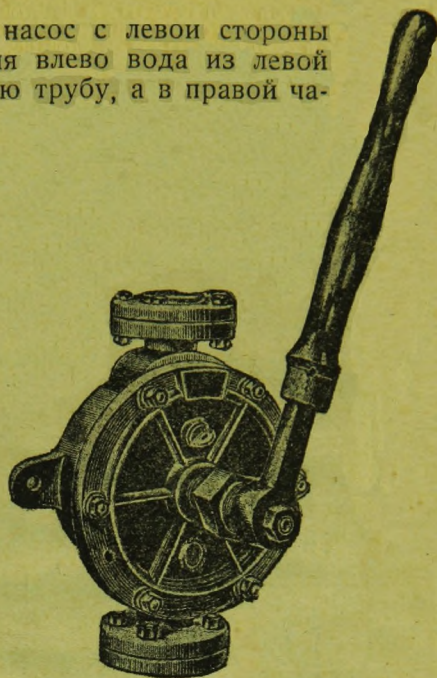
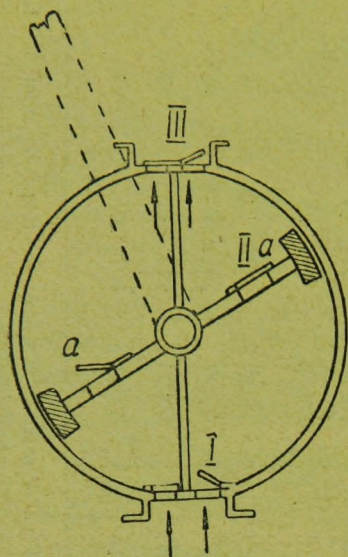
## Характеристика насосов Альвейер

№ по ценнику Донбасса	№ насо- са	Диаметр труб, мм	Средний диаметр и высота вну- три насосов, мм	При- близи- тельный вес, кг	Приблизи- тельная про- изводитель- ность, л/мин	№ по цен- нику Донбасса	Средний диаметр и высота внутри насосов, мм	Прибли- зительная произво- дительно- сть, л/мин	Прибли- зитель- ный вес, кг
50300	0	12,7	87× 55	5,0	21	50311	84× 56	26	6
50301	1	19	106× 53	6,0	30	50312	94× 61	39	7,1
50302	2	25,4	124× 61	11,0	40	50313	100× 62	48	13
50303	3	32	143× 67	12	50	50314	128× 75	70	15,5
50304	4	32	160× 76	14	65	50315	142× 83	95	17
50305	5	38	184× 73	15,5	90	50316	164× 84	135	20
50306	6	38	212× 75	17,5	110	50317	192× 82	145	21
50307	7	51	242× 83	21	140	50318	208× 94	165	31
50308	8	51	276× 97	33	170	50319	232× 105	215	37
50309	9	65	300× 105	40	245	50320	270× 109	295	45
50310	10	75	310× 150	45	265	50321	307× 125	380	51

Примечание. Указанная в таблице производительность относится к высоте всасывания и нагнетания в 1 м. При большей высоте всасывания и нагнетания производительность соответственно уменьшается.



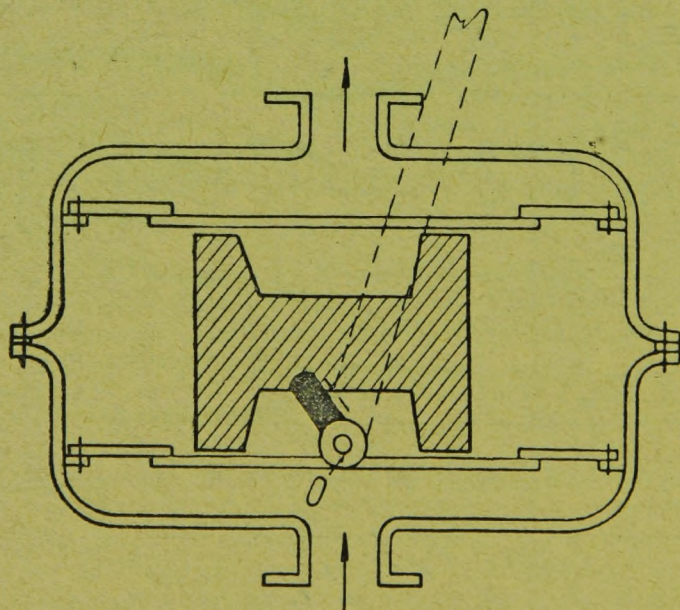
вается, и вода всасывается в насос с левой стороны поршня. При движении поршня влево вода из левой части выталкивается в напорную трубу, а в правой ча-



Фиг. 131. Схема насоса Альвейер.

Фиг. 132. Общий вид насоса Альвейер.

сти всасывается в насос. Насос этот имеет двойное действие, и вода в трубы поступает непрерывно. Насос имеет на поршне ко-



Фиг. 133. Насос Виктория.

жаные манжеты, которые легко портятся от перекачивания воды, содержащей песок.



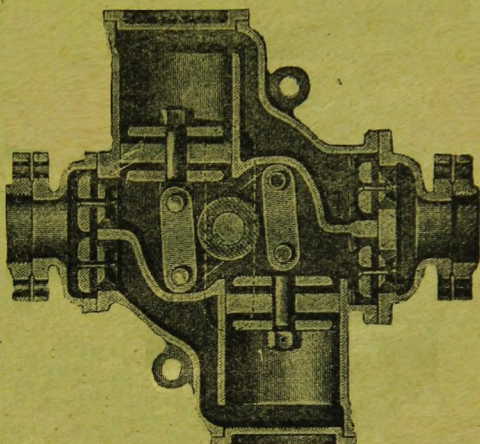
Производительность насоса Виктория, подающего воду на высоту до 30 м, выражается следующими цифрами:

№ насоса	Производительность, л/мин
1	25
2	50
4	100
7	350

Приблизительно такое же устройство имеют и насосы Гарда и Ниагара (фиг. 134).

Производительность насоса Гарда находится в зависимости от диаметра поршня, что видно из следующих цифр:

Диаметр поршня, мм	Производительность, л/мин
38	30
76	50
89	75
102	100
127	150



Фиг. 134. Насос Ниагара.

Техническая характеристика ручных насосов Гарда, изготовляемых нашими заводами, дается в табл. 57.

Таблица 57

#### Насосы Гарда

№ по ценнику Донбасса	Диаметр поршня, мм	Диаметр труб, мм	Производительность при числе двойных ходов, л/мин	Приблизительный вес, кг
50322	65	19,0	110	14
50323	75	25,4	100	20
50324	90	32,0	90	30
50325	100	38,0	100	42
50326	125	51,0	150	81,5

Корпус насоса изготавливается обычно из чугуна и снабжен поршнями с тарельчатыми клапанами. Насосы Гарда применяются для перекачивания грязной воды. Подача может быть произведена на высоту до 30 м. Спецификация и техническая харак-



характеристика насосов Ниагара, изготовляемых нашими заводами, приводится в табл. 58.

Таблица 58

Характеристика насосов Ниагара

№ по ценнику Донбасса	0 50 327	1 50 328	2 50 329	3 50 330	4 50 331	5 50 332	6 50 333	7 50 334	8 50 335
Диаметр труб (газовых), мм . . .	19	25,4	32	32	38	51	51	58	65
Диаметр поршней, мм . . . . .	38	64	70	82	89	102	111	121	133
Производительность насоса при одном двойном ходе, л . . . . .	0,50	0,80	1,40	2,0	3,0	4,1	5,5	7,0	9,1
Производительность насоса, л/мин . . . . .	30	60	90	110	150	180	220	270	320
Приблизительный вес, кг . . . . .	9,0	10,6	19,5	23	26	30	33	46	55
Цены чугунных насосов с медным поршнем, с кожаными манжетами и с контрфланцами (1933 г.), руб. .	30	34,5	45	54	63	78	90	117,5	135

Насосы Ниагара применяются при общей высоте подъема воды, не превышающей 20 м.

Поршневой насос Летестю. Насос накачивает воду без нагнетания и применяется для водоотлива (всасывания) с глубины, не превышающей 5—6 м. Производительность насоса зависит от величины его цилиндров и величины хода поршней (табл. 59).

Таблица 59

Производительность насоса Летестю

Длина цилиндров, см	Диаметр рукавов, см	Ход поршня, см	Производи- тельность, л/мин
10	5,0	20	132
15	7,5	24	312
20	10,0	30	700
25	12,5	30	1 000

Д и а ф р а г м о в ы й н а с о с. Насос этого типа представляет собой коробку, в крышке которой имеется отверстие для стерж-



ня. Верхняя часть стержня соединяется с рукояткой, а нижняя закрепляется в кожаной (или резиновой) диафрагме, которая укреплена внутри насоса близ средней его части. При движении ручки вправо диафрагма поднимается, и вода по всасывающей трубе входит в насос через нижний клапан. При обратном ходе рукоятки диафрагма опускается, нижний клапан закрывается, и вода через верхний клапан выдавливается в напорную трубу. Диафрагмы и клапанные захлопки изготавливаются обыкновенно из специальной непромокаемой кожи.

Производительность диафрагмового насоса зависит от его размера. Следует различать диафрагмовые насосы всасывающие и всасывающе-нагнетательные. Характеристика всасывающих диафрагмовых насосов дается в табл. 60.

Таблица 60

**Характеристика всасывающих диафрагмовых насосов**

№ по ценнику Донбасса	Диаметр рукавов, мм	Производительность, л/мин	Высота всасывания, м	Приблизительный вес, кг
50336	65	120	6,5	80
50337	75	300	6,5	110

Диафрагмовые всасывающе-нагнетательные насосы разделяются на насосы простого и двойного действия. Насос простого действия при одном ходе всасывает жидкость, а при следующем ходе ее нагнетает. Насос двойного действия при одном ходе одновременно и всасывает и нагнетает жидкость. Характеристика насосов всасывающе-нагнетательных, изготавливаемых нашими заводами, дается в табл. 61.

Таблица 61

**Характеристика всасывающе-нагнетательных диафрагмовых насосов**

	№ по ценнику Донбасса	Диаметр рукавов, мм	Производительность, л/мин	Высота всасывания и нагнетания, м	Приблизительный вес, кг
Насос простого действия . . . . .	50338	75	180	16	85
Насос двойного действия . . . . .	50339	75	360	16	123

**Четочный насос.** На старательских работах нередко применяется так называемый четочный насос, представляющий собой



Клпан

Штапек

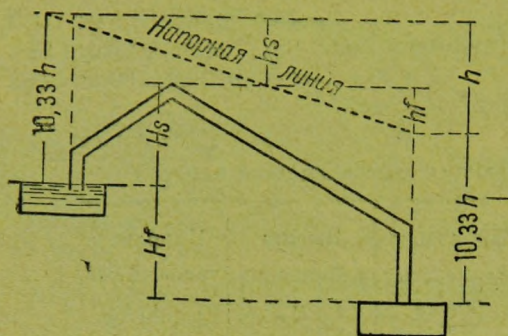
$H_f$

$H_s$

$h$

б

Клапан



а  
Фиг. 135а и б. Сифонный водоотлив.

6

**Расчет сифона.** Небольшая высота под'ема воды  $H_s$  определяется по формуле

$$H_s = 10,33\eta - (h_s p),$$

где:

 $\eta$  — к. п. д. сифона, равный 80—90%;

$p$  — давление паров воды, соответствующее температуре протекающей через сифон воды;

$h_s$  — потеря напора от трения в трубопроводе.

Величиной  $p$ , по ее незначительности, обычно пренебрегают, и данное выражение приобретает вид:

$$H_s = 10,33\eta - h_s.$$

Чем больше высота напора в сифоне, тем больше производительность последнего. Количество воды, поднимаемое сифоном, определяется по формуле:

$$Q = c \frac{\pi}{8} \sqrt{\frac{d^5 h}{l}},$$

где:

$d$  — внутренний диаметр сифонного трубопровода;

$h$  — потеря напора на длину  $l$ ;

1 — длина сифонного трубопровода, м;

с — коэффициент Шези, равный (по Куттеру):



$$c = \frac{100 \sqrt{R}}{m + \sqrt{R}},$$

где:

$m$  — коэффициент шероховатости стенок труб, который при воде хорошего качества равен 0,25, при воде худшего качества — 0,30, при сильно загрязненной воде — 0,35 и при очень сильно загрязненной воде — 0,40;

$R$  — средний гидравлический радиус.

Внутренний диаметр сифона определяется по формуле:

$$d = \sqrt[3]{\frac{64 \cdot Q^2 l}{\pi^2 c^2 h}}.$$

Если высота падения  $H$  настолько велика, что в отводящем (напорном) рукаве сифона получается большая скорость течения воды, чем в под'емном (всасывающем), то происходит срыв струи, и сифон перестает работать. Во избежание этого необходимо, чтобы расстояние между напорной линией и ближайшей к ней наружной поверхностью сифона было не менее 2,0 м.

Скорость течения воды в под'емном рукаве определится по формуле:

$$V_s = \sqrt{\frac{c^2 h \cdot d}{4l}}.$$

В отводящем рукаве скорость воды, обусловленная высотой падения, будет:

$$V_f = \sqrt{2g(H_f - h_f) - 10,33K},$$

где:

$g$  — ускорение силы тяжести, равное 9,81 м/сек;

$h_f$  — потеря напора, равная  $\frac{Q\varphi l_2}{d_f^5}$ ;

где:

$d_f$  — диаметр отводящего рукава сифона;

$l_2$  — длина отводящего рукава сифона;

$\varphi$  — коэффициент, который определится по формуле:

$$\varphi = \frac{0,00259 (m + 0,5 \sqrt{d})^2}{d_f}.$$

Между величинами  $\varphi$  и  $c$  существует зависимость:

$$\varphi = \frac{64}{\pi^2 c^2}.$$

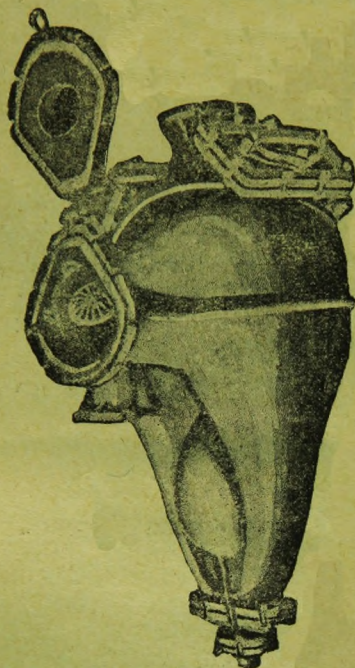
Величина  $\varphi$  для труб диаметром 80—100 мм может быть принята равной 0,0038, для труб от 125 мм и выше — 0,0030.

В случае приблизительных расчетов коэффициент Шези с может быть принят для труб равным 50 (по Тадини) и для рукавов от 43 до 69 (по Форхгеймеру).



Иногда в одной шахте устраивается несколько сифонов, однако, не больше трех, так как в противном случае создаются условия, крайне неблагоприятные для осуществления рабочего процесса углубки.

**Паровые насосы.** Паровые насосы, применяемые при разработке россыпей, можно отнести в основном к двум типам: насосы, действующие на принципе разрежения от охлаждения (пульзометры), и насосы поршневые.



Фиг. 136. Пульзометр.

**Пульзометр**, который одно время имел чрезвычайно широкое распространение в золотой промышленности, состоит из 3 камер (фиг. 136): двух внешних и одной внутренней, соединенных между собой верхними клапанами. Внутренняя камера, из которой во внешние камеры выходят по одной небольшой трубочке с ситочками на концах, соединена непосредственно с напорной трубой. Каждая внешняя камера двумя клапанами соединена со всасывающей трубой. Внешние камеры сходятся в верхних своих частях, где они разделяются шариком, играющим роль клапана. Непосредственно выше шарикового клапана обе внешние камеры переходят в тонкую трубку, откуда в пульзометр поступает пар. Перед работой пульзометр должен быть наполнен водой. Пар, поступая сверху по трубке, попадает в одну из внешних

камер и через верхний клапан выталкивает воду в напорную трубу. Когда уровень понизится настолько, что ситочко маленькой трубки окажется на поверхности, то из него начнет вбрызгиваться во внешнюю камеру вода. Вбрызгиваемая вода, а также холодные стенки камеры вызовут конденсацию пара с образованием разреженного пространства внутри камеры. Благодаря этому камера закроется шариковым клапаном сверху, и вода в нее начнет просасываться через всасывающую трубу и нижние клапаны.

Аналогичный процесс происходит в другой внешней камере.

Производительность пульзометров приведена в табл. 62.

Давление пара должно быть:

при подъеме на 6 м . . . . .	1 ат
„ 30 „ . . . . .	5 „
„ 40 „ . . . . .	6 „

Преимуществом пульзометров является, то, что они не боятся грязной, имеющей большое количество механических примесей, воды, и то, что они портативны. В настоящее время пульзометры почти совершенно вышли из употребления как механизмы, требующие чрезвычайно большого расхода пара.



## Производительность пульзометра

№ пульзо-метра	Производи-тельность, л/мин	№ пульзо-метра	Производи-тельность, л/мин
1	75	5	750
2	150	7	1 350
3	350	12	2 000
4	450		

**Поршневые насосы.** Наибольшим распространением при разработке россыпей пользовались насосы системы Вортингтон Блэк и насосы фирмы Вейзе и Монский как горизонтальные для стационарных установок в эксплуатационных шахтах, так и вертикальные — для углубок. Довольно широко распространены были также насосы англо-американской системы с паровыми цилиндрами и парораспределением, сконструированным по типу насосов Камерон, и водяным цилиндром — по системе Блэк.

Размеры паровых насосов этих систем, наиболее употребительные при разработке россыпей, приведены в табл. 63, 64, 65.

Т а б л и ц а 63

## Насосы системы Блэк, изготавливаемые Сталинским заводом

№ по ценнику Донбасса	Производитель- ность, м³/час	Высота под'ема	Давление в па- ровом цилиндре, ат	Число ходов в минуту	Диаметр		Ход поршня	Диаметр		Вес, кг
					парового цилиндра	водяного цилиндра		всасываю- щей трубы	нагнета- тельной трубы	
в миллиметрах										
64301	12,5	45	4	100	150	100	300	75	75	409
64306	45,0	80	4	100	300	175	300	125	100	933
64313	62,5	80	4	70	350	200	450	150	125	1 425
64316	93,75	85	4	70	450	250	450	150	125	1 883



**Паровые насосы Вортингтон, изготовляемые заводом „Борец“  
в Москве**

№ по ценнику Донбасса	Производитель- ность, м³	Высота подема м	Давление пара в золотниковой коробке, ат	Диаметр		Ход поршня, мм	Вес, кг
				парового поршня	насосного поршня		
				в миллиметрах			
64400	4,0—7,0	120	4—5	115	70	102	200
64401	6,5—14,5	120	4—5	133	88	127	270
64402	10,0—20,0	120	4—5	152	102	152	380
64403	15,6—31,0	120	4—5	190	127	152	640

Т а б л и ц а 65

**Насосы-дуплекс фирмы Вейзе и Монский, модель L и K**

Размеры, мм			Производитель- ность в минуту		Диаметр трубы, мм			
парового цилиндра	водяного цилиндра	ход поршня	л	двойных ходов	всасываю- щей	нагнета- тельной	паро- впускной	выхлопной

**М о д е л ь L**

110	80	100	170	95	65	50	19	25
120	80	120	185	85	70	60	19	22
150	100	150	275	65	100	70	25	30
160	120	150	385	65	100	70	25	30
180	130	150	450	65	100	70	25	35
180	130	250	650	52	125	100	35	45
220	150	250	850	52	150	125	40	50

**М о д е л ь K**

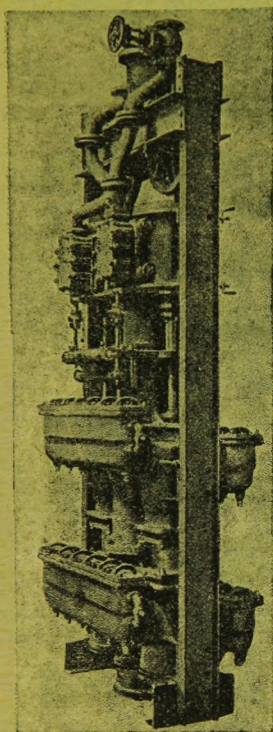
265	180	250	1 300	54	175	150	50	65
300	200	250	1 650	54	200	175	60	70
300	220	250	2 000	54	200	175	60	70
325	250	250	2 500	54	225	175	60	70
300	200	330	1 800	47	200	175	60	70
300	220	330	2 200	47	200	176	60	70
350	250	330	3 000	47	225	175	65	75
400	300	330	4 000	47	275	250	70	90
375	320	330	4 600	47	300	250	65	80
500	360	450	6 300	37	375	300	80	100



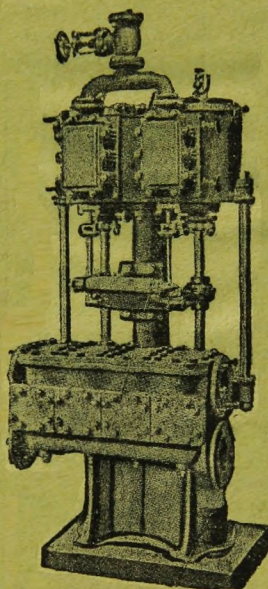
Общий вид горизонтальных дуплекс-насосов фирмы Вейзе и Монский приведены на фиг. 137, 138.

**Вертикальные насосы.** Общий вид паровых вертикальных насосов фирмы Вейзе и Монский показан на фиг. 138, насосов Вортингтон — на фиг. 139.

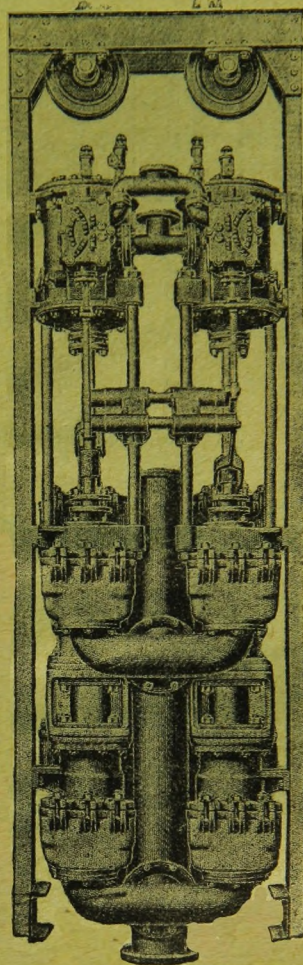
Техническая характеристика вертикальных паровых насосов фирмы Вейзе и Монский дается в табл. 66.



Фиг. 137. Насос системы Вейзе и Монский.



Фиг. 138. Насос системы Вейзе и Монский



Фиг. 139. Общий вид вертикального насоса фирмы Вортингтон.

Коэффициент полезного действия (механический) поршневых насосов в среднем 0,8. Мощность (механическая) насоса определится из формулы:

$$N = \frac{QH}{75 \cdot 60 \cdot 0,8} \text{ л. с.}$$

Расход пара на 1 силу/час для паровых насосов очень велик и выражается нормально в 30—35 кг. Однако в практике нередки случаи значительно большего расхода.



Техническая характеристика вертикальных паровых насосов системы Вейзе и Монский

Диаметр паровых цилиндров, мм	Диаметр водяных цилиндров, мм	Ход поршня, мм	Производительность, л/мин	Диаметр всасывающей трубы, мм	Диаметр нагнетательной трубы, мм	Диаметр паропровода, мм	Диаметр выхлопной трубы, мм	Высота подъема при 1 ат, м
160	80	150	180	90	70	25	35	75
180	90	150	210	90	70	25	35	80
180	100	150	250	100	90	25	35	60
265	110	150	300	100	90	45	55	100
220	120	150	350	110	90	40	50	65
300	130	150	400	110	90	50	60	100
300	130	250	600	125	100	60	70	100
350	150	250	800	125	100	65	75	100
320	160	250	900	120	100	60	70	80
300	180	250	1 100	150	125	60	70	55
350	180	330	1 500	150	125	65	75	75
300	200	330	200	200	175	60	70	45
420	230	330	2 500	225	175	80	100	65
450	250	330	3 000	250	200	90	100	65
500	260	330	3 200	250	200	90	100	80
450	280	330	3 600	275	250	90	100	50

При расчете стоимости водоотлива паровыми насосами необходимо принимать количество пара, снимаемого с 1 м<sup>2</sup> поверхности нагрева котла, в 15—18 кг и теплопроизводительность дров 2—3 кг пара на 1 кг сжигаемого топлива.

Один из весьма существенных недостатков паровых насосов является их чрезвычайная громоздкость для агрегатов с большой производительностью и необходимость иметь около шахты очень мощное паровое хозяйство (на Ленских приисках на шахте одновременно работало для обслуживания водоотлива иногда до 5—8 котлов, поверхностью нагрева 40—50 м<sup>2</sup> каждый).

**Электрические насосы.** В настоящее время при разработке россыпей все больше применяются электрические центробежные насосы. Для углубки шахт употребляются вертикальные электрические насосы, монтированные так же, как и вертикальные паровые, в металлической раме.

В табл. 67 приводим размеры и характеристику некоторых типов центробежных насосов.

**Выбор типа насоса.** Для правильного выбора типа насоса при определении полной высоты подачи и напора необходимо различать:

а) высоту всасывания от нижнего уровня воды в зумпфах до оси насоса (фиг. 140);



## Некоторые данные по наиболее употребительным типам горизонтальных центробежных насосов в

Производительность, м³/час	Полный напор, м	Число оборотов в мин.	Потребная мощность мотора	Внутрен- ний диа- метр, мм		Число колес	Габаритные размеры, мм			Вес (приблизительно), кг	Цена франко-завод	Завод-поставщик
				всасывающей трубы	нагнетательной трубы		ширина	длина	высота			
50	50	1450	16,0	125	100	2	600	1000	780	569	900	Горловск. з-в им. Кирова
90	30	1450	20,5	150	100	1	590	952	635	187	620	Завод им. Фрунзе
90	62	1450	33	125	125	3	714	1328	875	590	2150	Завод им. Калинина
180	52	960	51,5	200	200	3	950	1754	1110	1120	2540	Завод „Борец“
300	45	1450	74	250	200	1	780	1093	770	510	1700	Завод им. Фрунзе
300	80	1450	109	250	200	2	950	1510	970	972	2600	Завод „Борец“
430	45	720	99	300	300	2	1190	2027	1450	2270	3750	Завод им. Фрунзе
540	25	1450	75	300	250	1	860	1335	935	572	1525	Завод им. Фрунзе
575	80	960	135	300	300	2	1190	2127	1450	2270	3750	Завод „Борец“
660	45	1450	137	300	250	1	850	1235	875	686	1925	Завод им. Фрунзе
700	40	1450	148	300	250	1	1020	1020	1000	630	220	

- б) высоту нагнетания от оси насоса до уровня сливной трубы;  
в) потерянный напор в трубопроводе.

Сумма (а) и (б), независимо от положения и формы трубопровода, равна длине вертикальной линии между нижним уровнем воды и уровнем сливной трубы и называется геометрической или гидростатической (иногда геодезической) высотой подачи насоса  $H_{\eta}$ .

Может иметь место случай, когда вода в насос подается под некоторым давлением (фиг. 140). Такая установка будет называться установкой с отрицательным всосом.

Расчеты напора для насоса производятся не по геометрической высоте  $H_{\eta}$ , а по манометрической  $H_m = H_2 + h_w$ , где  $h_w$  (в метрах водяного столба) — сопротивление от трения во всасывающих и нагнетательных трубах и потери в приемном клапане и приемной сетке. Таким образом манометрический напор  $H_m$  складывается: из геометрической высоты напора

$$H_r = H_v + H_n,$$

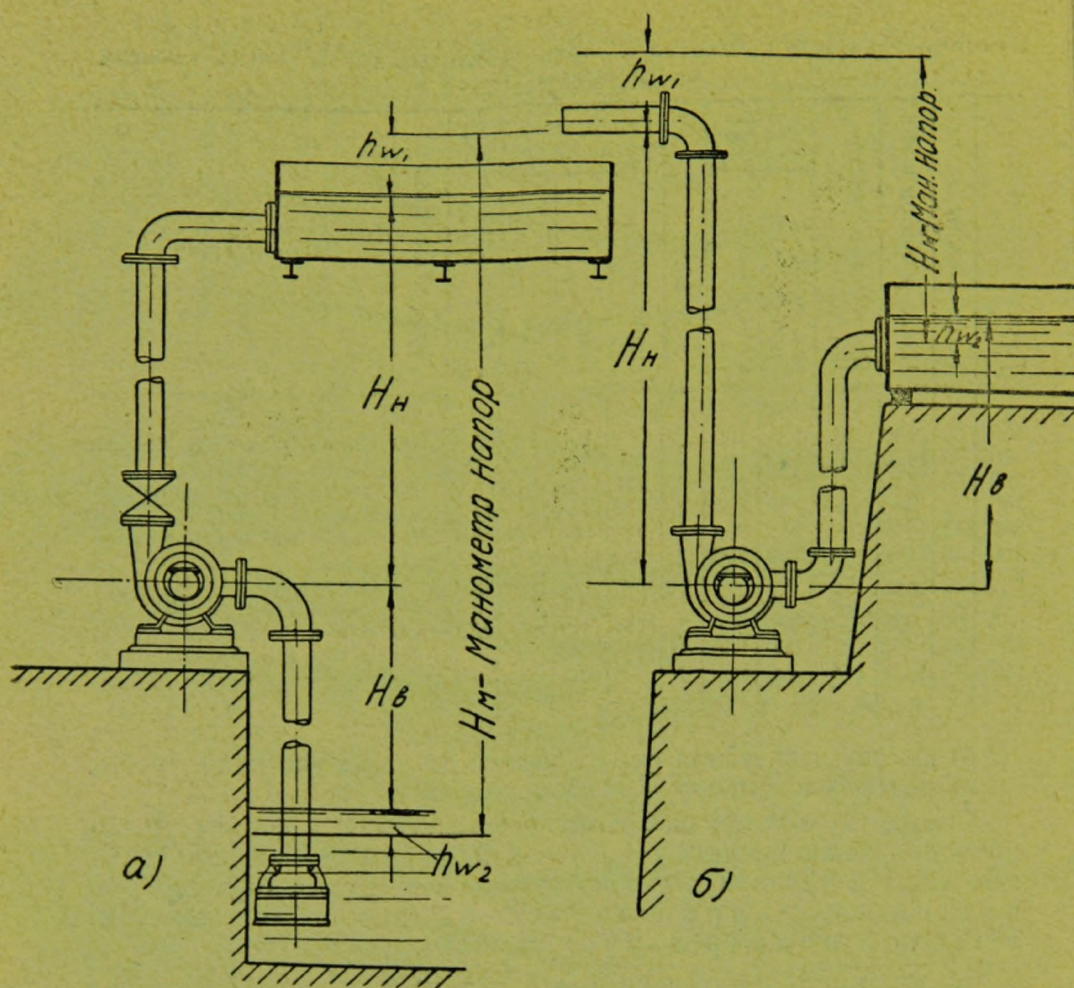
где:

$H_v$  — высота всасывания,

$H_n$  — высота нагнетания,

и из сопротивления в трубах





Фиг. 140. Диаграмма напора.

$$h_w = \lambda \frac{l}{d} \cdot \frac{v^2}{2g},$$

где:

$\lambda$  — коэффициент, характеризующий потери в трубах (по Лангу, равный  $0,02 + \frac{0,02}{\sqrt{vd}}$ );

$d$  — диаметр трубопровода;

$l$  — приведенная длина трубопровода в метрах, представляющая сумму длин прямолинейной части трубы и эквивалентов прямой трубы, выражающих потери в переходах;

$v$  — скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе, м/сек,



$g = 9,81$  м/сек — ускорение силы тяжести.

Потери в переходах выражаются в следующих эквивалентах прямолинейной трубы:

а) сопротивление одного колена эквивалентно 10 м прямолинейной трубы;

б) сопротивление обратного клапана — 20 м прямолинейной трубы;

в) сопротивление задвижки — 20 м прямолинейной трубы.

Общий размер потери напора от трения определяется для всех случаев по формуле

$$H = \frac{GL}{(3d)^5},$$

где:

$L$  — длина трубы, м;

$G$  — производительность в галлонах;

$d$  — диаметр, дм.

Кроме этих сопротивлений, происходят потери от внутренних сопротивлений в самом насосе, что имеет особое значение при превращении скорости в напор в направляющем аппарате центробежных насосов.

Эти потери зависят от качества исполнения насоса и определяют величину гидравлического коэффициента полезного действия центробежного насоса  $\eta_h$ .

Для обыкновенных насосов, без направляющего колеса

$$\eta_h = 0,56 — 0,65.$$

Для одноколесных насосов с направляющим колесом

$$\eta_h = 0,60 — 0,75.$$

Для новейших насосов высокого давления

$$\eta_h = 0,70 — 0,80.$$

Механический коэффициент полезного действия насоса  $\eta_m$  обычно равен 0,9.

Общий коэффициент полезного действия  $\eta = \eta_h \cdot \eta_m = 0,74 — 0,78$ .

**Мотор к центробежному насосу** должен выбираться с некоторым запасом мощности на случай падения напряжения в сети, засорения труб, уменьшения числа периодов трехфазного тока и прочих нарушений нормальной работы мотора и насоса. Запас мощности для насосов различной производительности берется следующий:

Для насосов производитель- ностью м <sup>3</sup> /час	Запас мощности, %
5—15	20—40
20—40	15—25
50—80	10—15
100—150	8—12



Эффективная мощность двигателя определяется по формуле:

$$N = \frac{1000Q \cdot H_M \alpha}{102\eta 3600} \text{ kW},$$

где:

$Q$  — производительность насоса,  $\text{м}^3/\text{час}$ ;

$\alpha$  — запас мощности мотора  $= \frac{1 + m}{100}$ .

Регулирование количества воды, подаваемого насосом, достигается при неизменном числе оборотов изменением степени открытия приемного клапана, при неизменном открытии — изменением числа оборотов. В последнем случае напор изменяется пропорционально квадрату числа оборотов.

Горизонтальные насосы для стационарных установок в эксплуатационных шахтах помещаются в насосной камере, устраиваемой в специальной выработке, проходимой около ствола шахты. Размер выработки определяется габаритами и числом насосов. Наибольшие размеры насосной камеры, наблюдавшиеся на Ленских приисках, для водоотлива в 25000 л/мин были  $9,0 \times 3,25 \times 3,25$  м. В этой камере устанавливались два центробежных насоса производительностью по 13000 л/мин с моторами 180 л. с. Кроме того, для запасных насосов во второй шахте того же шахтного поля имелась вторая насосная камера для четырех насосов по 5000 л/мин.

Насосная камера при больших водоотливах (больше 5000 л/мин) устраивается с таким расчетом, чтобы постаменты насосов находились минимум на 1,75—2,0 м выше полотна шахтных выработок для того, чтобы в случае прекращения подачи тока или вследствие аварии, происшедшей с насосами, все шахтное поле могло служить бассейном для сбора воды до тех пор, пока не будет устранена причина остановки водоотлива.

Вертикальные насосы подвешиваются на шахтном копре с помощью ручных лебедок соответствующей грузоподъемности.

**Выбор типа насоса** зависит от размера притока воды и наличия энергии. Во всех случаях водоотлива, при наличии электрической энергии, электрический водоотлив должен быть предпочтен всем прочим видам водоотлива вследствие своей дешевизны и удобства.

**Стоимость водоотлива** крайне разнообразна и для данного способа зависит от количества поднимаемой воды, высоты напора, стоимости рабочей силы, материалов, энергии.

Данные о стоимости водоотлива по опыту работ на Ленских и Алданских приисках приводятся в табл. 68.



Показатели	Ленский район						Алданский район
	шахта № 6 Мих.-Нико- лаевского прииска	шахта № 5 Мих.-Нико- лаевского прииска	шахта № 4 Мих.-Нико- лаевского прииска	шахта № 48 Надеждинского прииска	шахта № 2 Мал.-Варварин- ского прииска	шахта № 4 Васильев- ского прииска	шахта № 1 Сталинского управления
Тип водоотлива	Электриче- ский	Электриче- ский	Электриче- ский	Паровой	Паровой	Электриче- ский	Паровой
Характер установки	Подвесная на углубке	Подвесная на углубке	Стационар- ная	Подвесная на углубке	Подвесная на углубке	Стационар- ная	Стационар- ная
Тип насосов	Вертик. центр.	Вертик. центр.	Горизонт. центр.	Пульзометр.	Вертик. поршневой и пульз.	Горизонт. и вертик. центробежн.	Горизонт. поршневой
Количество насосов:							
а) действующих	1	1	2	3	2	3	1 паров.
б) резервных	1	1	1	1	2	4	1 электр.
Высота под'ема воды, м	От 6 до 20	От 6 до 23	30	От 6 до 25	От 7 до 32	35	10
Приток воды, л/мин.	1 500—3 000	500—2 000	6 000—7 000	1 500—2 500	1 500—3 500	3 000—14 000	1800
Расход на 1 м³ воды, поднятой на 1 м:							
а) энергии, kWh	0,010	0,014	0,007—0,008	—	—	—	—
б) топлива, м³	—	—	—	0,0008—0,0009	0,0005—0,0006	—	0,00045—0,0005
в) рабочих поденщ.	0,0002	0,00018	0,0001	0,0006	0,00042	—	0,00045



## § 12. ОСВЕЩЕНИЕ

Освещение подземных выработок в россыпной золотопромышленности весьма различно. В крупных предприятиях основные выработки, как правило, освещаются электричеством, реже свечами или ацетиленовыми и керосиновыми лампами. В забое применяются обычно свечи или, реже, ацетиленовые шахтовые лампы, в мокрых забоях — освещение электрическое, с помощью переносных ламп на длинном шнуре.

В мелких старательских шахтах, в откаточных выработках, применяется, главным образом, керосиновое освещение (лампы), в забоях — свечи.

Применение ламп с открытым пламенем крайне ограничено и с точки зрения охраны труда неприемлемо, так как они дают много копоти, что в условиях естественной вентиляции, иногда довольно слабой, крайне нежелательно.

В случае электрического освещения в основных откаточных и ходовых выработках и поперечных просечках электрические лампочки силой света 16—25 свечей размещаются в среднем через 20 м друг от друга.

При производстве подхватного крепление и при обрушении кровли помимо электрического освещения обычно дается дополнительное освещение большими ацетиленовыми лампами.

Расход энергии на освещение основных подземных выработок для нормальных условий нарезки и эксплуатационной загрузки шахты составляет в среднем 0,30—0,40 kWh на 1 м<sup>3</sup> добываемых песков.

Расход свечей в забоях и на вспомогательных работах в шахте (при электрическом освещении в штреках и прокаточных просечках) зависит от производительности как забойных, так и вспомогательных шахтовых рабочих — забойщиков, крепыльщиков, откатчиков, подхватчиков, укладчиков и т. д. В условиях комплексной организации труда забойных рабочих расход свечей составляет на 1 м<sup>3</sup> добытых песков от 0,025 до 0,035 кг в шахтах, эксплуатирующих пески I и II классов по крепости, от 0,040 до 0,065 кг в россыпях III и IV классов.

В условиях стахановской организации труда расход свечей выражается соответственно в 0,018—0,025 кг в россыпях I и II классов и от 0,030 до 0,045 кг в россыпях III и IV классов.

Фактические величины расхода электрической энергии и свечей, наблюдавшиеся в практике разработки россыпей подземным способом, приведены в табл. 69.

## § 13. ОБРУШЕНИЕ КРОВЛИ

Обрушение кровли и извлечение леса из отработанного пространства в схеме разработки россыпей представляет собой важнейший рабочий процесс, определяющий техническую и экономическую сущность некоторых систем разработки. Впервые обрушение кровли начало применяться на приисках Урала и полу-



Наименование предприятий	Класс наносов	Производи- тельность зайонного рабочего, м³
1. Артемовское управление Лензолото, 1924/25 г. . . . .	IV класс	1,24
1925/26 г. . . . .	IV „	1,06
2. Ленинское управление Лензолото, 1924/25 г. . . . .	IV класс	0,97
1925/26 г. . . . .	IV „	0,99
3. Светлое управление Лензолото, 1924/25 г. . . . .	III и II кл.	1,43
1925/26 г. . . . .	III и II „	1,10
4. Ленинское управление Лензолото, 1936 г. .	IV класс (мерзлота)	1,75
5. Светлое управление Лензолото, 1936 г. . .	III класс (талый)	1,63

чило широкое развитие на Лене, позволив установить более совершенные системы разработки.

Обрушение кровли преследует следующие цели:

1. Избежать раздавливания выработок очистного пространства, при котором давление оседающей кровли передается на ближайшие основные выработки. При работах без обрушения кровли для предупреждения раздавливания выработок необходимо производить усиленное крепление как очистного пространства, так и основных штреков. Каждая третья лента в этом случае должна быть уложена каменной укладкой, и каждый штрек должен быть закреплен двойным или тройным подхватным креплением или также уложен укладкой в соответствии с расчетом прочности крепления. Таким образом не менее чем 40—45% всей площади шахтного поля должно быть закреплено каменными укладками или тройными подхватами. Это положение иллюстрируется фиг. 141.

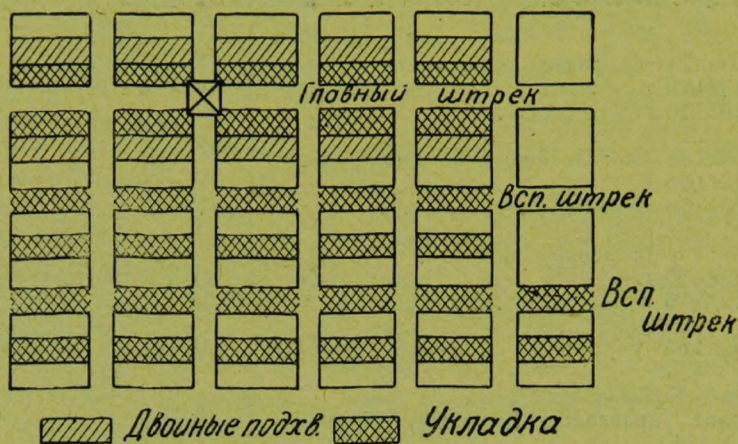
2. Вследствие сильного давления при отработке без обрушения кровли работа большими шахтными полями практически невозможна, а расход крепежного леса и рабочей силы на усиленное крепление укладками и подхватами чрезвычайно велик. Отсюда вторая цель обрушения кровли—не только избежать необходимости дорогостоящих крепежных работ и расходования дополнительного крепежного леса, но и уменьшить расход крепежника путем его извлечения из отработки и повторного пуска в оборот.

В выработанном пространстве вследствие постепенного расширения отработанного поля образуется свод раздробленной по-



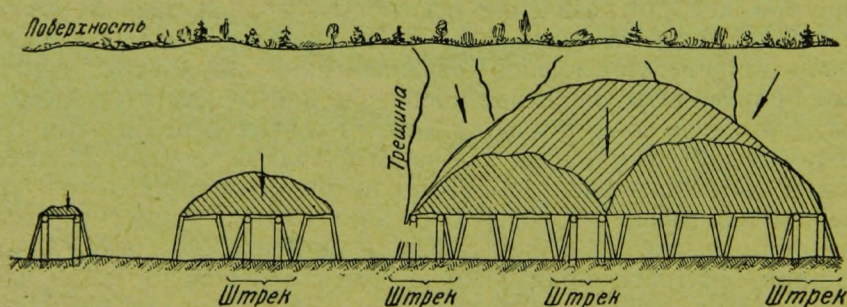
роды кровли, который будет тем больше, чем шире площадь отработки. Вместе с этим растет и давление кровли на крепление выработок (фиг. 142).

При известной высоте свода, образовавшегося над отработанным пространством, крепление его раздавливается отколов-



Фиг. 141. Схема крепления очистного пространства укладками в системе разработки короткими столбами без обрушения.

шейся частью массива кровли (на фиг. 142 заштриховано), и свод дает трещины. Давление всего массива в равной мере начинает передаваться на все выработки очистного пространства и смеж-



Фиг. 142. Схема изменения давления на крепь с увеличением очистного пространства.

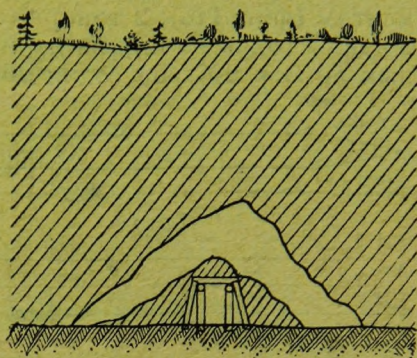
ные с ним основные выработки, разрушая крепление. В тех случаях, когда этот отрыв происходит внезапно, наблюдается, даже при небольшой мощности торфов, молниеносное разрушение всех выработок очистного пространства. Подобного рода случай имел место в 1929 г. на шахтах № 7—8 Сталинского управления на Алдане, при мощности торфов всего 9 м. В случаях постепенного оседания свода происходит медленное раздавливание кровли. Поэтому штрекам следует давать усиленное крепление укладками.



При искусственном обрушении кровли оседание (обрушение) свода производится постепенно и планомерно, с применением необходимых мер предосторожности, и после того, как оно произведено, никаких неожиданных осадок со стороны пород кровли уже быть не может: на дневной поверхности образуется обратный купол (фиг. 143, 144, 145), и оставшиеся выработки



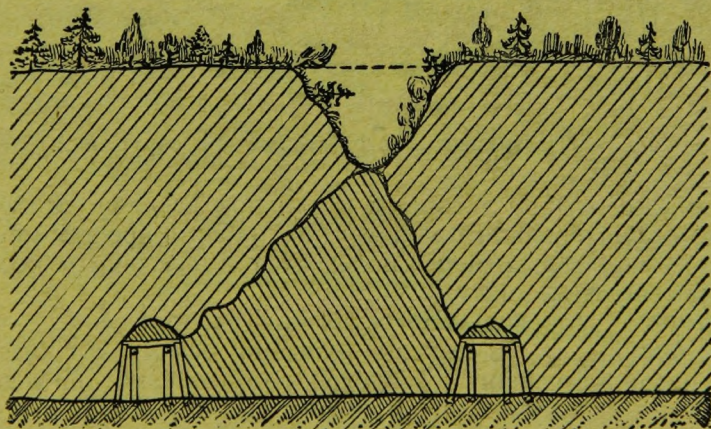
Фиг. 143. Схема оседания кровли при выемке крепежного леса (обрушение).



Фиг. 144. Схема оседания кровли при выемке крепежного леса (обрушение).

воспринимают давление только собственного небольшого количества оторвавшихся от массива пород.

Одним из главнейших преимуществ работы с обрушением кровли является возможность применить системы вскрытия рос-



Фиг. 145. Схема оседания кровли при выемке крепежного леса (обрушение).

сыпей центральными шахтами с большими шахтными полями, что особенно важно при глубоких и нешироких россыпях, когда применение иных систем вскрытия делает их разработку экономически совершенно нерациональной.

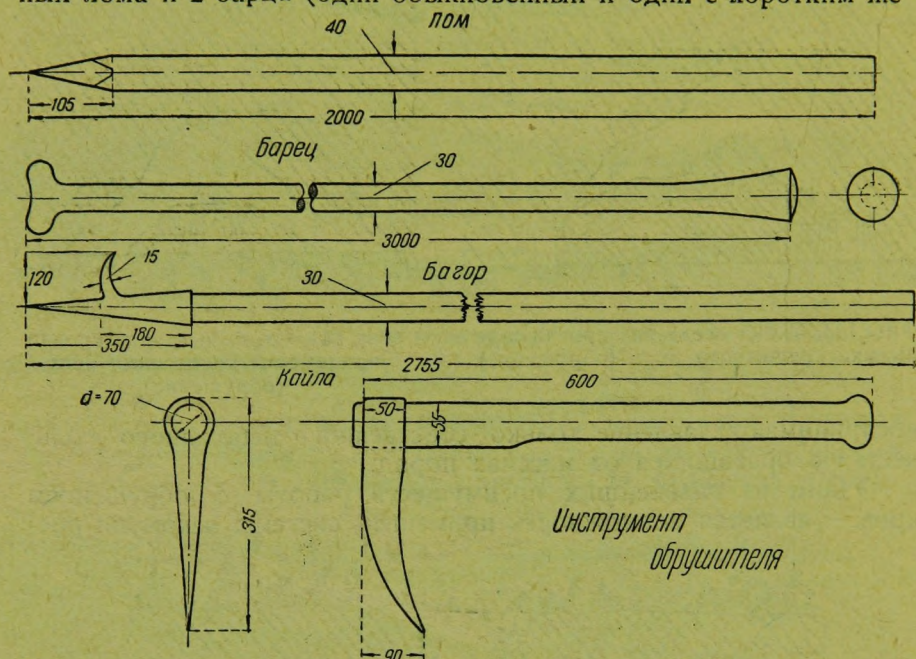


Работа по обрушению регулируется специальной инструкцией, основные требования которой сводятся к следующему:

1. Десятник и рабочие на обрушение кровли назначаются из старых опытных в горном деле забойщиков.

2. Ответственность и опасность, связанные с такой работой, обязательно разъясняются всем назначенным на эту работу.

3. Обрушители должны быть снабжены следующим инструментом (фиг. 146): 2 топора (один из них на длинном топорище), 2 кайлы (одна из них на длинной ручке), 2 багра, 2 стальных ручных лома и 2 барца (один обыкновенный и один с коротким же-



Фиг. 146. Инструмент, употребляемый при обрушении.

лезным концом с одной стороны и длинной деревянной ручкой— с другой) для выбивания подхватных столбов в крестах просечек.

Кроме того, обрушители снабжаются достаточным количеством свечей и карбидовыми лампами.

4. Получив от заведующего шахтой распоряжение о производстве обрушения, десятник обязан осмотреть крепление участка, предназначенного к обрушению. Особенно при этом следует обратить внимание на то, чтобы выход из обрушенного участка был тщательно закреплен. В этом случае применяется закрепление сдвоенной подхватной крепью на трех столбах. Необходимо, чтобы рабочие, производя работу по обрушению, не заходили слишком далеко в обрушаемую выработку.

5. Те из обрушителей, которые выполняют вспомогательную работу (уборка леса), должны держаться в том пункте обрушаемой ленты, где находятся подхваты на полном числе столбов.



6. Как десятник, так и рабочие обрушители должны в течение всего времени обрушения неослабно наблюдать за состоянием кровли с тем, чтобы не случилось внезапного обвала. Это особенно важно при крепких связных породах.

7. В случае появления малейших признаков трещин или характерного осыпания породы следует на некоторое время сделать перерыв в работе и продолжать ее по миновании опасности.

8. При обрушении кровли из речниковой породы шум от падения мелких камешков и комочков является обычно верным признаком предстоящего падения больших масс породы. Заслышав такой шум, обрушители должны немедленно отойти в безопасное место. Так же следует поступать при резком коротком потрескивании крепи в обрушаемой ленте.

9. Не следует предназначать к обрушению более двух лент (отделений).

10. Лес из обрушения вытаскивается исключительно багром.

11. Забои (отделения), непосредственно примыкающие к обрушаемой просечке, на этот день должны останавливаться и имеющиеся в них мараказы должны быть дополнены подхватами всю длину отработанной части ленты.

12. Стойки, примыкающие к неотработанному еще отделению, не убираются при обрушении и обкладываются предварительно камнем для большей их устойчивости.

13. При обрушении в лентах с сильно сыпучей или иловатой кровлей или в так называемых «крестах» (пересечение двух выработок) крайние к полю обрушения подхватные столбы следует или подрывать динамитом или выбивать особо сделанным барцем на деревянной ручке такой длины, чтобы рабочие не находились под подхватом креста. Та партия подхватов, среди которой находятся при этом рабочие, должна быть раскреплена еще специальными расколотами (вандрутами).

Указанный барец для удобства работы следует подвешивать на веревке.

14. Когда обрушение производится в коротком стуле и концы огнив лежат на огнивах соседней ленты и почему-либо сильно зажаты, то в то время, когда под ними уже нет подхватов, не следует задерживаться над извлечением таких огнив. В этом случае до следующего подхвата оставляется перемышка.

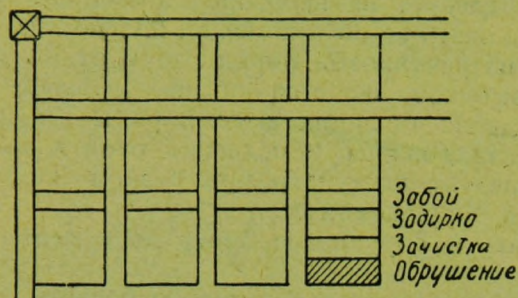
15. По окончании работ обрушенный участок следует заградить лесом от доступа туда людей.

Успешность работ по выемке леса в смысле простоты работы и количества извлеченного годного материала в основном зависит от характера давления кровли. При этом следует различать два случая: обрушение в талом грунте и обрушение в мерзлоте.

Успешность обрушения в талом грунте зависит от характера пород, слагающих кровлю. В породах устойчивых ( $f = 1,5—2,0$ ) лес обычно зажат незначительно, тогда как в породах слабых ( $f = 0,8—1,0$ ) давление развивается значительно быстрее, и лес легко зажимается. Поэтому обрушение, как правило, никогда не



должно опаздывать за отработкой и должно производиться непосредственно после окончательной зачистки выработки (фиг. 147). При этом условии начало работ по обрушению, идущее обычно от бортовых лент, дается легко. В следующих лентах, закрепленных мараказным креплением, оно, тем более,



Фиг. 147. Последовательность обрушения за очистными работами.

проходит без затруднений. В случае опоздания с обрушением при наличии слабой кровли, неизбежна потеря зажатого леса, который приходится подрывать динамитом.

При плотной кровле ( $f=1,5-2,0$ ) обрушение может производиться непосредственно рядом с разрабатываемой лентой, при слабой же кровле ( $f=0,8-1,0$ ) обрушение отработан-

ной ленты может быть произведено не раньше, чем закончится проходка соседней ленты и начнется работа следующей, т. е. обрушение производится через ленту для того, чтобы избежать навала в рабочую ленту. Количество годного леса, вынимаемого из отработки, при этом несколько понижается, так как за время проходки второй ленты лес в назначенном к обрушению отделении давлением кровли бывает уже зажат.

В обрушенной выработке огневые стойки, примыкающие к соседней рабочей или еще незащищенной выработке, обычно не вынимаются, чтобы предохранить рабочую выработку от подваливания породы из обрушенного пространства между мараказными стойками. Эти стойки вынимаются при обрушении соседней ленты, в которой, в свою очередь останавливаются огневые стойки со стороны следующей ленты.

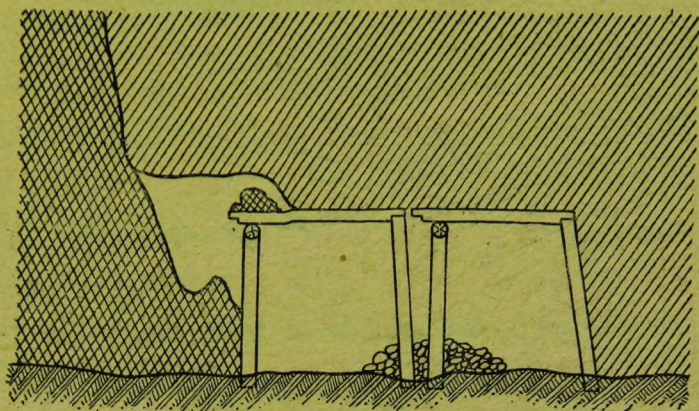
Многочисленные наблюдения показывают, что в условиях устойчивой кровли производительней и безопасней обрушать одновременно две ленты, особенно от борта, так как в этом случае кровля оседает равномерней и опасность внезапных обвалов меньше (фиг. 148).

При такой организации работ бригада обрушителей использует рабочее время значительно полнее. При обрушении в вечной мерзлоте следует различать два случая: 1) обрушение в шахтах с оттайкой мерзлоты паром и 2) обрушение в шахтах с оттайкой мерзлоты пожарами (углем) или бутлом.

Так как пар обычно способствует оттаиванию довольно толстого слоя породы в кровле, то в первом случае, если грунт в кровле тайкий (песок, галечник, галечник с валуном), условия обрушения почти не отличаются от условий обрушения в таликах с неустойчивой кровлей. Если же грунт в кровле сильно глинистый (моренные глины), трудно поддающийся оттайке, то условия обрушения приближаются к условиям для второго слу-

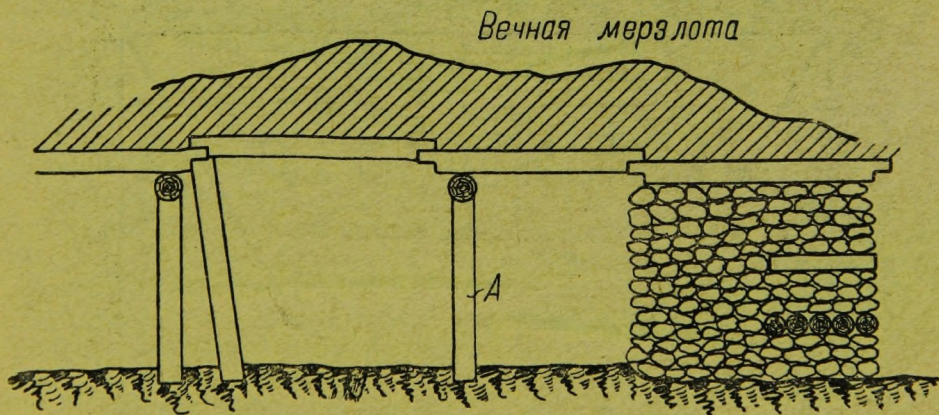


чая — оттайки мерзлоты пожарами или бутом. В последнем случае условия для обрушения весьма благоприятны, так как оттайка в забоях пожарами мало влияет на оттайку пород кровли и последние представляют собой монолит, не оказывающий на крепь значительного давления. Вследствие этого обрушение кровли становится возможным и в случае применения систем



Фиг. 148. Обрушение двух лент.

разработки, которые в условиях талого грунта обычно не допускают обрушения кровли (система разработки короткими столбами). В этом последнем случае достаточно уронить подхваты двух соседних ленточек, чтобы все крепление упало вместе



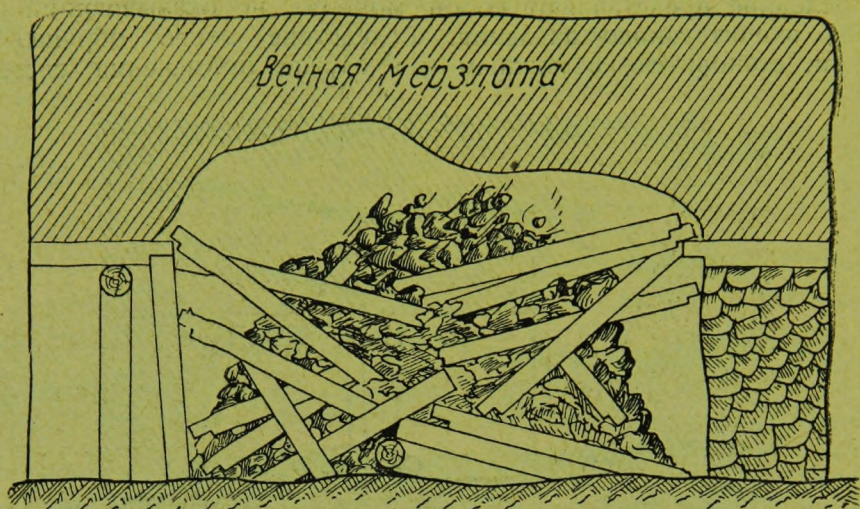
Фиг. 149. Обрушение короткого столба при креплении с огнива на огниво.

с небольшим количеством оттаявшей породы, после чего производится вытаскивание леса баграми (фиг. 149, 150).

Тем более удобно производить обрушение в случае оттайки пожарами углем при мараказном креплении.

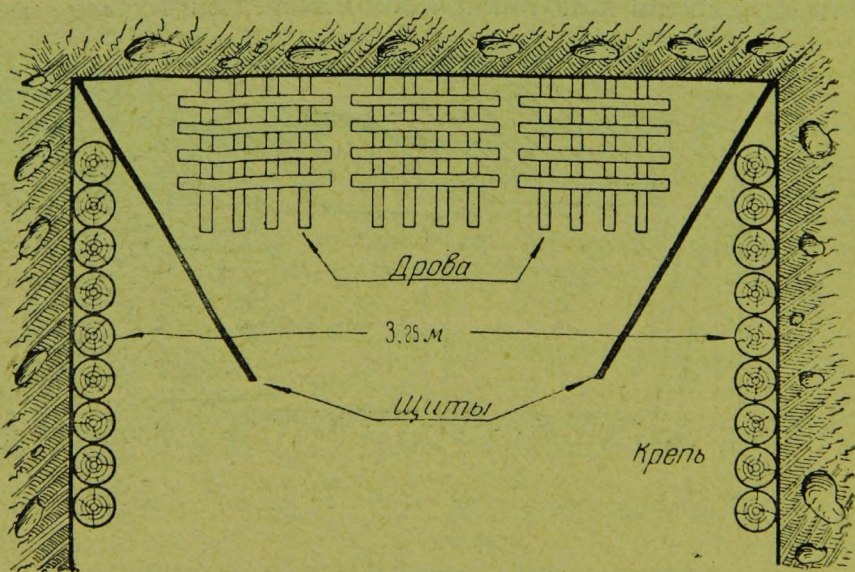


Обрушение в крестах, т. е. в точке пересечения взаимно перпендикулярных выработок (фиг. 151), представляет значительную опасность. Если ленточки В и В' уже обрушены, то при



Фиг. 150. Обрушение короткого столба при креплении с огнива на огниво.

выемке леса из выработки А (крест), последняя может быть легко опрокинута давлением пород кровли, которое в этой точке будет, очевидно, наибольшим. Поэтому кресты в случае кровли



Фиг. 151. Отгайка вечной мерзлоты пожарами на дровах.

с коэффициентом крепости  $f=0,8-1,0$  обрушать с целью выемки леса не следует. В этом случае крепление креста подры-



вается динамитом. Обрушение креста с выемкой леса в условиях слабой кровли возможно, если одно из отделений (Б или В) к моменту обрушения не выработано. В этом случае обрушение креста А производится, как обычно, а неотработанная лента вынимается с откаткой по соседней выработке, параллельной выработке А.

Во избежание несчастных случаев при обрушении кровли совершенно обязательно тщательно следить за малейшими признаками, указывающими на возможность обвала. Эти признаки сводятся к следующему:

а) При речниковатой кровле падению оторвавшейся глыбы породы обыкновенно предшествует шум от падения мелких камней, напоминающий редкий град.

б) При плотной глинистой (мясниковатой) кровле, вообще говоря, наиболее опасной в смысле всякого рода неожиданностей, шум оторвавшейся глыбы слышен слабо и напоминает шум приближающегося дождя.

в) Сухое, короткое потрескивание крепи также является одним из предостерегающих признаков, особенно при одновременном обрушении нескольких лент. Треск в этом случае напоминает редкую и беспорядочную стрельбу. Это значит, что крепление в обрушаемом участке подвергается давлению всей массы пород кровли вследствие образования в своде трещин. В этом случае обрушение необходимо приостановить, а иногда и совсем бросить, так как при оседании свода развивается очень большое давление и выемка леса будет бесполезна. Оставшуюся крепь необходимо подорвать динамитом.

Не рекомендуется менять бригады рабочих, следует стремиться, наоборот, к наибольшей специализации бригад обрушителей. Это является лучшей гарантией успешности и безопасности работ.

Практические результаты влияния обрушения на уменьшение расхода крепежного леса характеризуются табл. 70 и 71, составленными по данным Ленского и Алданского районов.

Результаты, приведенные в табл. 71, получены в следующих условиях. Кровля слабая, осевшая на огнива; грунт — промытый сыпучий речник (галечник). Наибольший процент извлечения леса давали новые выработки, тогда как в старых раскупоренных выработках обрушение в смысле извлечения леса было почти безрезультатным. За это время по предприятию было добыто 520 318 м<sup>3</sup> песков.

В 1921/22 г. количество леса, полученного из обрушения, составило к общей потребности в крепежном лесу по Артемовскому приисковому управлению 32,28%, в 1922/23 г. — 23,05% и в 1923/24 г. — 32,9%.

Табл. 72 характеризует извлечение леса по степени дальнейшей годности его для крепления. Она показывает следующее:

1. При обрушении в вечной мерзлоте с паровой оттайкой при высоком проценте извлечения леса процент годного леса невы-



## Влияние обрушения на уменьшение расхода крепежного леса

Наименование предприятий	Добыто песков, м <sup>3</sup>	По норме для данной системы ра- бот требова- лось израс- ходовать леса, шт.	Фактически израсходи- вано нового леса, шт.	Извлечено из от- работки и снова пошло на крепле- ние	
				всего штук	% к об- щей по- требно- сти
<b>Артемовское управле- ние Лензолото</b>					
1915/16 г. . . . .	262 640	803 300	590 500	212 800	24,0
1916/17 г. . . . .	189 397	459 000	315 687	135 313	29,8
<b>Ленинское управление Лензолото</b>					
1915/16 г. . . . .	52 600	113 900	88 142	24 858	22,0

сок, так как в результате оттайки пород кровли имеет место разрушение крепи.

2. Задержка с обрушением значительно понижает процент общей выемки леса и процент годного леса.

3. В условиях плотной талой кровли обрушение дает извлечение, близкое к 100%, при высоком проценте годного леса.

4. Подхватные столбы и подхваты дают невысокий процент годности, так как обычно уже к моменту обрушения число годных лесин подхватного крепления составляет по отношению к общему количеству подхватного леса невысокий процент. Это объясняется тем, что подхваты в первую очередь воспринимают давление кровли и подвергаются раздавливанию. В большинстве случаев подхваты в начале обрушения вынуть не удастся и их приходится обрубить, а зачастую в целях безопасности — подрывать динамитом, для чего в столбах центровкой высверливаются шпурь.

Помимо чисто технических результатов, заключающихся в создании новых, более совершенных систем разработки, обрушение кровли имеет крупный экономический результат, так как ведет к резкому уменьшению норм расходования леса. До введения обрушения кровли средний расход леса на 1 м<sup>3</sup> добываемых песков составлял по Ленскому району 1,982—1,848 штук (1912/13—1913/14 гг.), или 0,160 м<sup>3</sup> древесины в плотной массе. После введения обрушения расход крепежного леса при эксплуатации сократился в среднем до 1,050—1,250 штук (0,090—0,105 м<sup>3</sup> плотной древесины) на 1 м<sup>3</sup> добытых песков.



## Влияние обрушения на уменьшение расхода крепежного леса

	Огнива		Стойки		Почваты		Столбы		В с е г о	
	всего штук	на 10 м³	всего штук	на 10 м³	всего штук	на 10 м³	всего штук	на 10 м³	штук	на 10 м³
Израсходовано нового леса . . . . .	195 874	3,66	395 373	7,38	26 451	0,49	61 448	1,15	679 186	12,68
Израсходовано годного леса из обрушения . . . . .	49 031	0,92	80 285	1,50	2 754	0,05	6 607	0,16	140 677	2,63
И т о г о . . . . .	244 905	4,58	475 658	8,88	29 245	0,54	70 055	1,31	819 863	15,31
Извлечено негодного леса . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	2 751	0,05
Всего извлечено леса . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	143 428	2,68
Процент вынутаго годного леса ко всему израсходованному . . . . .	20, 2	—	16,88	—	9,42	—	12,29	—	17,6	—
Процент вынутаго годного леса ко всему извлеченному . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	98,08	—
Процент стоимости выемки по отношению к стоимости годного леса . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	15,09	—
То же по отношению ко всему вынутаго лесу	—	—	—	—	—	—	—	—	15,78	—
Процент экономии расхода на лес благодаря возврату его со стоимости расхода на выемку	—	—	—	—	—	—	—	—	13,77	—
То же со стоимости негодного леса . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	13,87	—



## Извлечение крепежного леса при обрушении

Место и условие работ	В районе обрушения находилось										Вынуто			
	огнив		стоек		подхватов		столбов		всего		огнив		стоек	
	годных	негодных	годных	негодных	годных	негодных	годных	негодных	годных	негодных	годных	негодных	годных	негодных
Шахта № 1. Мерзлота, кровля глинистая, речник. Шахта несколько лет стояла на консервации. Оттайка паром . . . . .	12 892	5 518	9 304	24 316	169	1 071	361	2 916	22 916	33 881	12 102	5 043	8 707	22 457
Шахта № 2 . . . . .	7 092	833	8 909	4 865	153	419	860	1 036	17 014	7 153	6 868	786	8 522	5 038
Шахта № 3 . . . . .	2 486	2 295	2 073	3 019	313	498	706	835	5 577	6 647	2 550	2 216	1 953	2 767
Шахта № 4 . . . . .	772	111	992	152	41	7	90	15	1 895	285	752	65	180	109
Шахта № 5 . . . . .	1 743	226	1 848	1 914	66	162	312	353	3 969	2 685	1 743	226	1 848	1 914
Шахта № 6 . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Шахта № 7 . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Шахта № 8 . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Шахта № 9 . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2 891	—	—	3 205
Шахта № 10 . . . . .	632	45	820	145	94	6	173	54	—	—	331	34	440	131



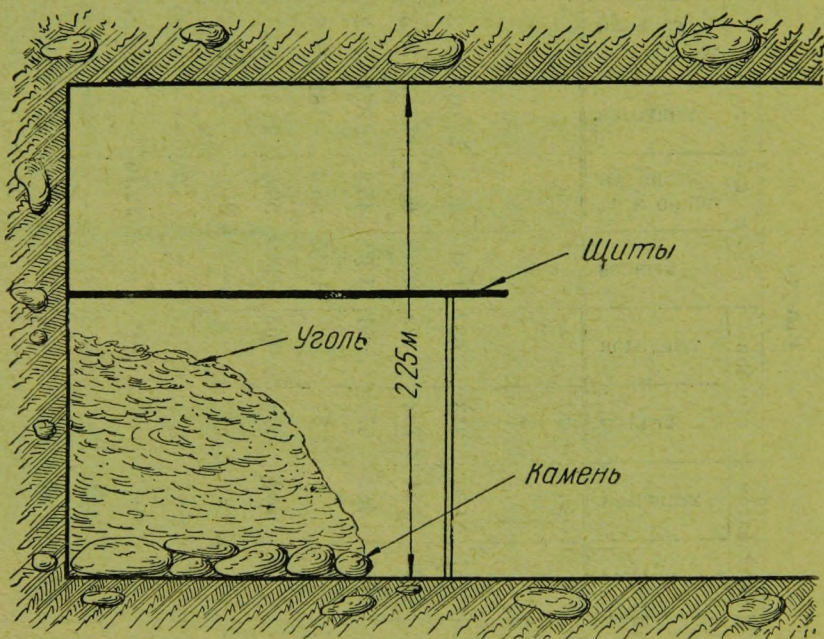
[illegible]



Это уменьшение расхода крепежного леса является следствием применения более совершенной системы разработки длинными столбами и тем, что от 22 до 28% общей потребности в лесе для крепления подземных выработок покрывалось возвратом леса из очистных работ путем обрушения. При узких россыпях шириной 40—60 м возврат леса составляет от 15 до 18% общей потребности.

## § 14. ОТТАЙКА ВЕЧНОЙ МЕРЗЛОТЫ

Вечная мерзлота при разработке россыпей подземным способом является весьма обычным и распространенным явлением. Поэтому вопросы оттайки вечномерзлых песков являются одними из наиболее существенных элементов, определяющих техническую и экономическую сторону эксплуатации россыпей.



Фиг. 152. Оттайка вечной мерзлоты пожарами на угле.

В практике разработки россыпей существует несколько способов оттайки мерзлоты, различных по своей технической и экономической сущности. Различают оттайку: пожарами на дровах или угле, бутом, паром, водой, нагнетаемой в скважины под напором, напорной струей воды из монитора, огнеметами (огневая оттайка).

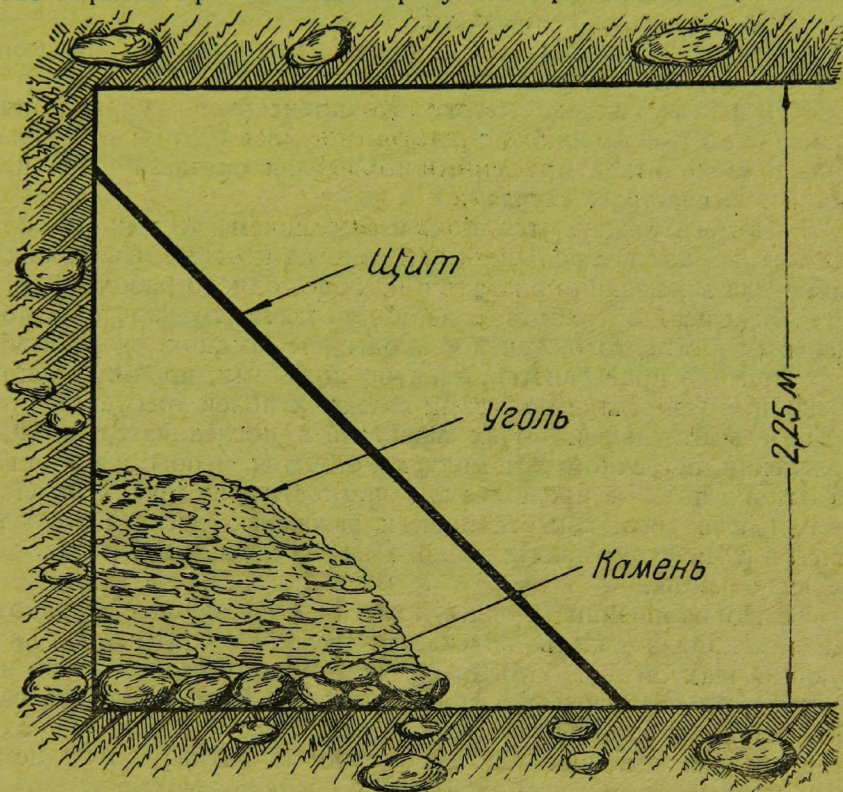
**Оттайка пожарами.** Эта операция заключается в том, что в забоях, предназначенных к оттайке, по полотну его укладываются забойщиками сухие дрова или уголь, как указано на схеме (фиг. 152, 153).

Когда все пожари положены, их зажигают и закрывают, тщательно обезопасив крепление выработок от загорания. После



этого доступ людей в шахту прекращается. Вообще дрова как материал, по характеру своему опасный с точки зрения возможности загорания крепи, употреблять для пожаров в подземных работах правилами по технике безопасности запрещается, за исключением оттайки при углубке шахт и шурфов.

Оттайка мерзлоты пожарами представляет собой операцию, опасную для жизни рабочих вследствие возможности отравления окисью углерода (СО). Кроме того, при наличии в пласте и полосте пиритов при пожарах образуется сернистый газ (так назы-



Фиг. 153. Оттайка вечной мерзлоты пожарами на угле.

ваемая «глазоедка»), вызывающий сильное раздражение слизистой оболочки глаз и слезотечение. Поэтому при пожарах требуется уделять особое внимание проветриванию выработок по окончании работы. Производство пожаров регламентируется следующими правилами:

1. Каждый участок прииска, разрабатываемый пожарами, должен иметь по меньшей мере два выхода на дневную поверхность. Разведочные работы и проходка подготовительных выработок до соединения двух выходов на дневную поверхность допускаются и при одном выходе, отстоящем не далее 58 м от места работы.

2. При работах пожарами должна быть устроена искусственная вентиляция. Жаровни (хмары) допускаются как средство



для усиления естественной вентиляции только при разведочных работах и в исключительных случаях при разработке незначительных гнездовых месторождений и бортов. Они могут быть установлены только у устья вентиляционной шахты или внизу ее, но так, чтобы продукты горения удалялись наружу и не могли бы вызвать пожара. Употребление жаровен для оттаивания подземных забоев воспрещается.

3. До тех пор, пока пожар не окончился, рабочие спускаться в выработки не могут. По окончании пожаров должна быть произведена усиленная вентиляция.

4. За правильным действием вентиляционных устройств должны следить специальные лица.

5. В районе одного и того же приискового управления, в ближайшем расстоянии от шахты и не далее 0,25 км от ее устья, должен находиться приемный покой для оказания первой помощи в несчастных случаях.

6. Пожечи зажигаются под наблюдением десятника только после того, как все рабочие поднялись на поверхность. В каждом забое для зажигания полагается не более одного рабочего.

7. Заведующий работами дает приказание о зажигании пожаров лишь после того, как все входы из соседних разрабатываемых полей в пространство, занятое пожарами, прочно заперты.

8. При разработке пожарами смежных полей требуется, чтобы пожечи в отдельных полях зажигались последовательно, в направлении, встречном тяге воздуха, т. е. так, чтобы вредные газы из одного поля не представляли опасности для других полей.

9. После того, как все пожечи зажжены, десятник, убедившись в том, что в шахте никого не осталось, запирает все выходы на замок.

10. По окончании горения пожаров в подземные выработки, где они производились, впускается свежий воздух. Когда заведующий шахтой лично убедится, что выработки достаточно проветрены, он дает сигнал о спуске рабочих. Если по спуске рабочих возникает подозрение относительно присутствия в воздухе вредных для дыхания газов, то рабочие из выработок немедленно удаляются, а выработки снова проветриваются.

11. При подземных работах пожарами спуск и подъем рабочих должен производиться через один вход под надзором специального лица, которое обязано регистрировать всех рабочих, спустившихся в выработки и вышедших на дневную поверхность.

Все рабочие должны быть снабжены номерами, по которым и ведется точный учет количества рабочих, опустившихся в шахту и вышедших из нее.

12. Глухие забои не должны удаляться от ближайших вентиляционных выработок, дающих свежую струю воздуха, на такое расстояние, при котором свободное горение ламп или свечей становится затруднительным. В противном случае в забоях обязательно искусственное проветривание.

13. За состоянием вентиляции, а также за исправностью дверей, перемычек и других вентиляционных приспособлений должно быть установлено тщательное наблюдение.



14. Необходимо обращать особое внимание на пункты, близ которых неожиданно и без видимых причин повышается температура воздуха и чувствуется запах гари, так как это указывает на вероятное нагревание крепи от разложения колчеданов в сырых и слабо проветриваемых выработках.

15. Если в вытяжной шахте произошел пожар, то рабочие немедленно выводятся на поверхность по шахте, подающей воздух.

Если пожар возник в подающей воздух шахте и горячие газы и дым, проникнув в шахту вместе со струей воздуха, могут заполнить все выработки, нужно немедленно изменить направление вентиляции, а если этого сделать нельзя, следует остановить вентилятор. При этом горящая шахта сама превратится в шахту вытяжную, а рабочие удаляются на поверхность через вторую шахту.

16. Место хранения угля для пожегов в шахте должно быть достаточно отдалено от забоев и от ствола шахты.

17. Склады угля на поверхности должны быть достаточно удалены от шахтных помещений.

18. В целях противопожарной безопасности между пожегами и стойками, к каждой стороне забоя, должен ставиться лист кровельного железа или же пожег должен обкладываться камнем.

Расходы топлива на производстве пожегов (по опыту работ в Ленском районе) на 1 м<sup>3</sup> оттаянных песков следующие:

В подземных выработках — угля древесного 0,26—0,30 м<sup>3</sup>.

При углубке шурфов и шахт — дров воздушно-сухих — 0,7 м<sup>3</sup>.

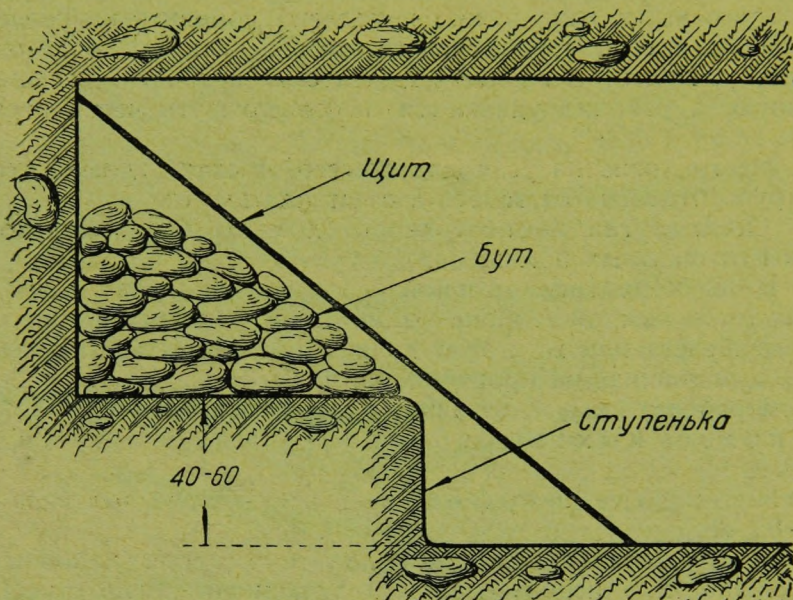
Забои при оттайке пожегами, для достижения наибольшей продуктивности в использовании получаемого тепла, закладываются обычно шириной в 4,2 м. Эффективность оттайки от пожегов в среднем обычно не превышает 0,4—0,5 пог. м на забой, причем речниковатые породы протаивают лучше глинистых. Горение пожегов продолжается обычно 12 час., после чего в продолжение двух смен (12 час.), а иногда и больше производится проветривание выработок. Таким образом при работах с пожегами эксплуатация шахты возможна только в одну смену, причем в шахтах, расположенных вверх по течению от поля, в котором зажжены пожеги, и сбитых с ним штреками, работ в это время производить нельзя. Как правило, пожеги в сбитых между собой шахтах должны идти или одновременно или последовательно, сверху вниз по течению.

Верха забоя при работах пожегами оттаивают обычно слабо и требуют последующей подрывки динамитом. Как правило, забои, идущие с оттайкой пожегами, подбираются вследствие этого не по отвесу, а следуя за контуром оттаявшей поверхности. В случае золотоносности верхов, во избежание сноса золота при промывке, подрывка верхов не рекомендуется.

**Оттайка бутом** заключается в использовании для оттайки тепла предварительно раскаленных камней. Камни закладываются в забой, как показано на фиг. 154 и 155, и засыпаются землей.



Нагрев камней производится на кострах (мелкие старательские артели) или в специальных бутовых печах, устраиваемых в шахтах, с выводом трубы на поверхность по стволу шахты. В последнем случае дымоход должен быть тщательно изолирован от крепления ствола, а шахтное поле в эксплуатации должно иметь два выхода на поверхность. Обычного размера бутовая печь может в сутки обслужить восемь-двенадцать забоев, по четыре в смену.



Фиг. 154. Оттайка мерзлоты бутом в штольнообразных выработках.

Для бута берутся окатанные валуны размером примерно, 8—15 см. На 1 м<sup>3</sup> оттаянной породы расход бута составляет в среднем 0,10 м<sup>3</sup>.

Расход дров на нагревание 1 м<sup>3</sup> бута составляет в среднем 0,4—0,5 м<sup>3</sup> — при нагревании в печах и 0,7—0,8 м<sup>3</sup> — при нагревании на кострах.

В забой нормального сечения (3,25 м) на один заряд бута идет около 0,75 м<sup>3</sup>.

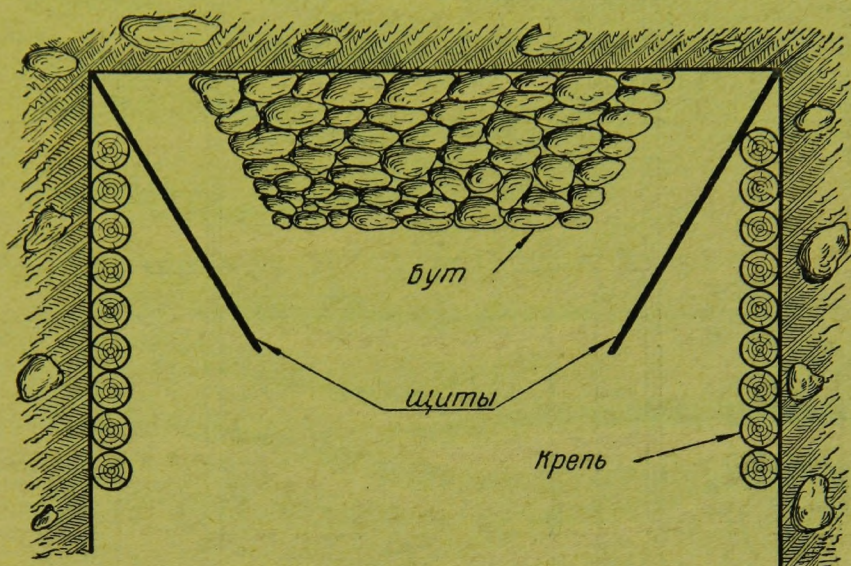
Производительность бутовой оттайки зависит от расстояния доставки бута, степени его охлаждения в пути и характера породы. При доставке бута на расстояние до 80 м без перегрузки производительность оттайки составит около 2,5 м<sup>3</sup> песков на 1 м<sup>3</sup> бута в речниковых породах и 1,75—2,0 м<sup>3</sup> — в глинистых.

Стоимость бутовой оттайки в среднем на 25% дороже оттайки пожарами и составляет в среднем в золотом исчислении 4 р. 50 к. за 1 м<sup>3</sup>. Однако преимущество ее заключается в полной безопасности работ в смысле вероятности отравления и возможности работать две смены.



Образование «глазоедки» при бутовой оттайке в случае присутствия в породах серных колчеданов также имеет место, но в значительно меньшей степени, чем при пожегах.

Бут находится в забое до тех пор, пока совершенно не остынет (не менее 8 часов). Эффект оттайки повышается, если бут лежит в забое две смены, осуществляя, таким образом, стадию «пстения» забоя.



Фиг. 155. Оттайка мерзлоты бутом в шахтах.

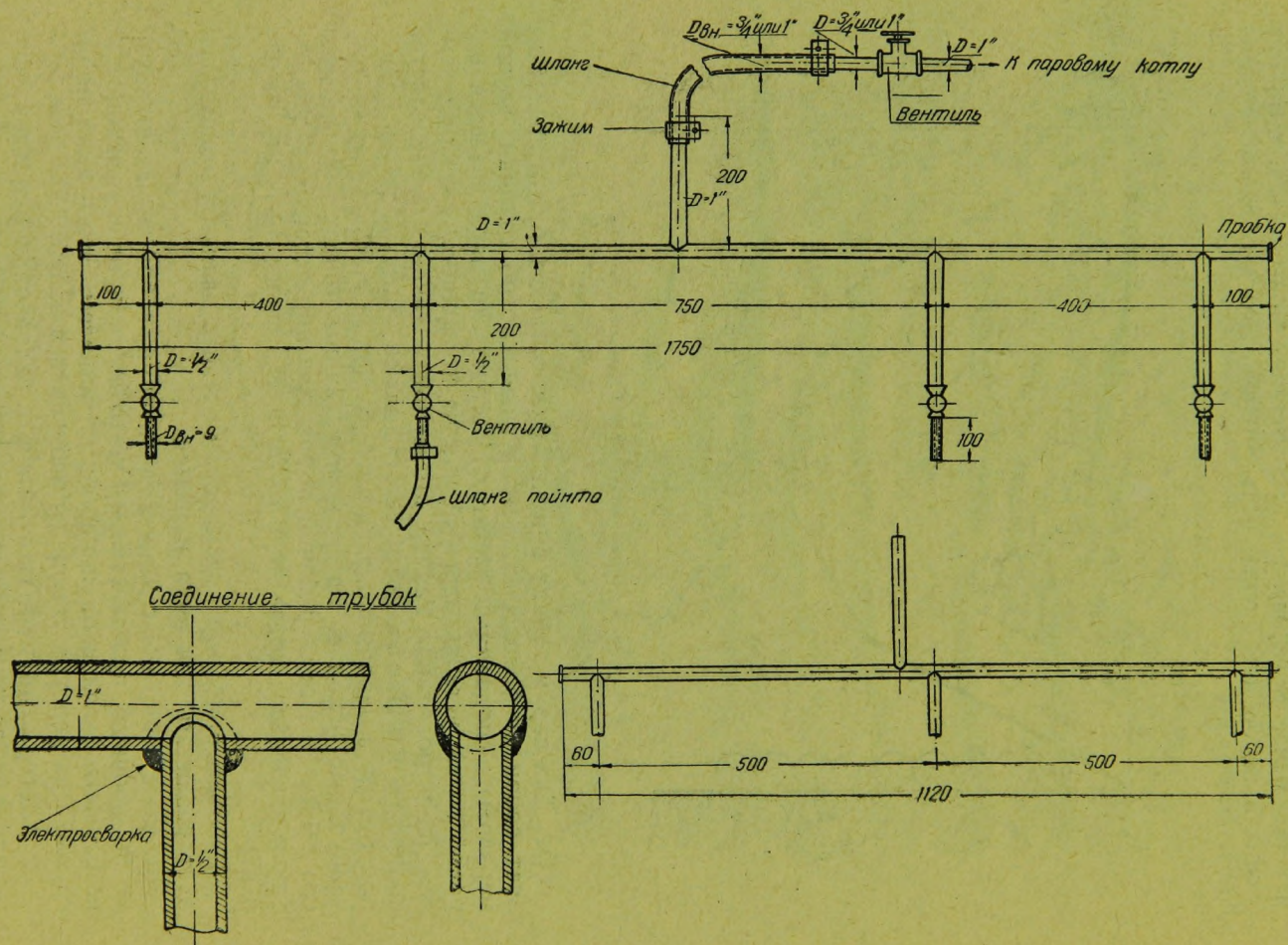
**Оттайка паром** наряду с пожегами и оттайкой бутом представляет собой наиболее распространенный способ оттайки вечной мерзлоты в подземных работах. Источником пара является паровой котел, устанавливаемый или на поверхности или под землей (электрокотлы). Размер котельной установки определяется количеством пойнтов, которые он должен обслуживать, и размером потерь в паропроводах до забоя. При расчете размера котла необходимо исходить из средней величины поверхности нагрева его в  $1,5 \text{ м}^2$  на один рабочий пойнт. Для нормальной работы оттайки давление в котле должно быть не меньше 4—6 ат (лучше 6 ат).

Рабочим прибором при паровой оттайке является пойнт. Следует различать два вида пойнтов:

1. Собственно пойнт, представляющий собой толстостенную, особо прочную полую стальную трубку с прочным наконечником, ударной головкой и паровым ниппелем. Этого типа пойнт служит для непосредственного забивания в забой.

2. Светер — пойнт легкого типа, с головкой и ниппелем, служащий для замены пойнта тяжелого типа после того, как скважина пробурена на полную глубину.



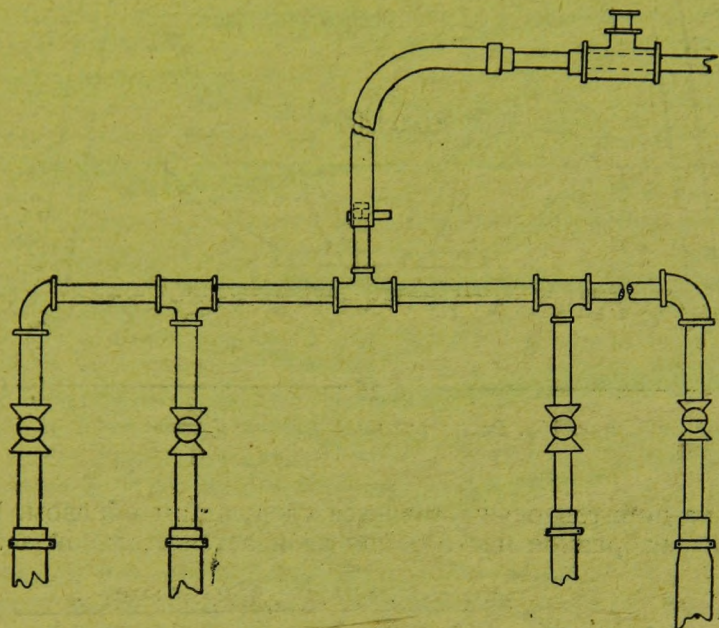


Фиг 156. Типы распределительных кареток.



Устройство распределительных кареток видно на фиг. 156, 157.

Наиболее существенным элементом паровой оттайки при подземных работах является правильная расстановка пойнтов, глубина скважин и организация работ. В забой стандартной ширины (3,25 м) требуется забить три пойнта, в забой уширенный



Фиг. 157. Типы распределительных кареток.

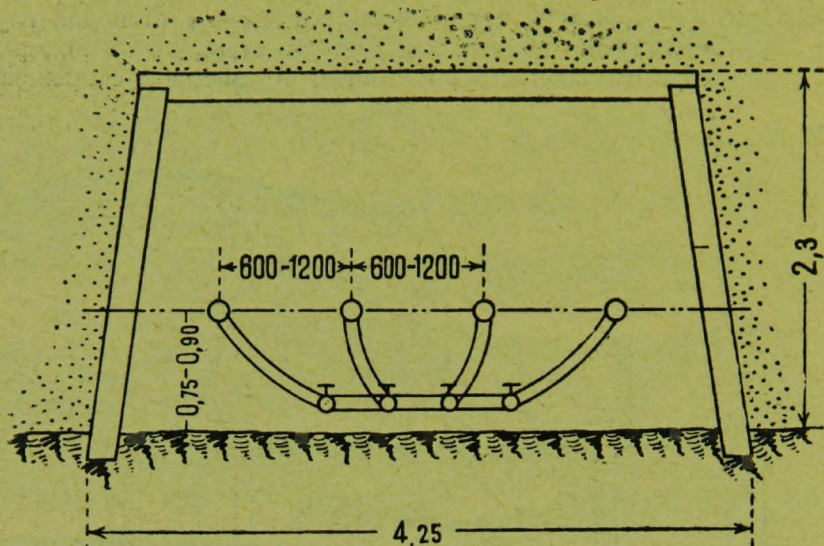
(2,20 м) — четыре пойнта. В среднем расстояние между пойнтами в зависимости от таякости грунта колеблется от 600 до 1200 мм. Скважины обычно задаются на верхней грани нижней трети забоя, т. е. при высоте забоя 2,2 м — на расстоянии 0,75—0,90 м от полотна с небольшим уклоном вниз (фиг. 158, 159).

При таком расположении пойнтов грунта песочно-галечные с небольшой примесью глины оттаивают вполне удовлетворительно. Наоборот, грунты глинистые, обладающие меньшей теплопроводностью, поддаются оттайке гораздо труднее, и иногда приходится проектировать и осуществлять оттайку двумя рядами скважин, с небольшим расстоянием между пойнтами (600—700 мм). Наивыгоднейшее количество пойнтов и расстояние между ними должно быть для каждой шахты определено предварительным наблюдением.

Для получения наилучшего эффекта оттайки необходимо стремиться забить пойнты возможно глубже — не менее, чем на 1,25—1,35 м. Забивка пойнтов в грунт при отсутствии валунов и

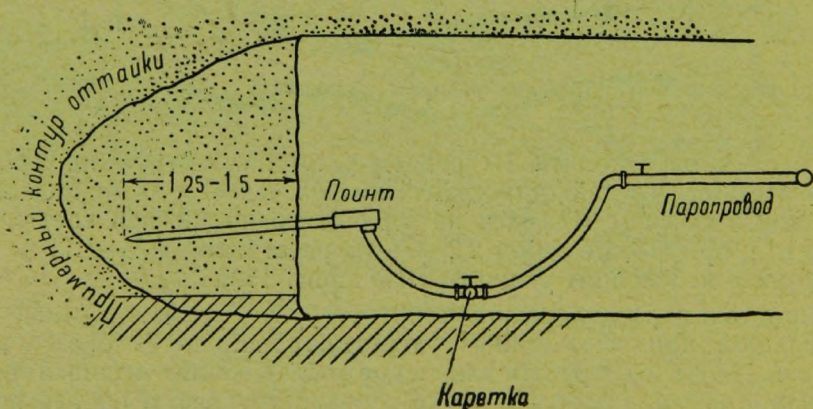


крупной гали идет легко, валуны же создают значительные затруднения, и от рабочего требуется умение и значительные усилия для загона пойнта на всю его длину.



Фиг. 158. Расположение пойнтов в забое.

Забивка пойнтов осуществляется следующим образом. Первоначально в избранное место забоя забивается стальной забурник



Фиг. 159. Примерный контур оттайки.

(бур-востряк) на всю глубину, на которую он может быть загнан. Затем, проверив работоспособность пойнта продуванием, вставляют пойнт в выбуренную скважину и легкими ударами балды по его головке загоняют на всю глубину, на которую пойнт войдет. После этого пускается пар. Первоначально пар вырывается



из скважины, создавая в шахте туман. Устье скважины постепенно законопачивается сеном, мешками с породой и пр. Таким образом последовательно ставятся все пойнты, причем для поддержания их в правильном положении они подвешиваются проволокой к огнивам. Рекомендуется при первоначальной забивке пойнтов пользоваться не паром, а **горячей водой**, и только когда все пойнты установлены, переходить на пар и последовательно забивать их на всю глубину до отказа, что обычно составляет примерно 200—300 мм, в зависимости от интервалов между забивками и тайкости грунта. Так повторяется до тех пор, пока все пойнты не будут забиты на глубину не меньше 1,350—1,500 м.

Обычно работу по забивке пойнтов ведут два человека — пойнтмен и подручный, — которые вместе должны установить от 15 до 25 пойнтов в смену.

Время, потребное на забивку пойнтов на глубину до 1500 мм, зависит от характера грунта и равняется в среднем 2—4 часам. После забивки стальных пойнтов вместо них вставляются светера, устье скважины конопатится, и открывается доступ максимальному количеству пара. Это и есть начало периода парки. Время, необходимое для отпарки, в каждом отдельном случае устанавливается опытом и варьирует в очень значительных пределах — от 4 до 6 часов для грунтов тайких и до 15 часов для грунтов нетайких. Достаточность парки проверяется забивкой между пойнтами щупов для определения козлов мерзлоты. Теплота, накопленная в песках в результате парки, обязательно должна быть использована для завершения оттайки. Поэтому после окончания парки светера извлекаются, и забой составляются для так называемого потения. Забой остается в нерабочем состоянии до тех пор, пока не остынет. Время, необходимое для потения, устанавливается в каждом отдельном случае опытом и колеблется обычно от 10 до 24 часов. Ввиду столь длительного срока потения работа в шахте должна быть организована по участкам так, чтобы обеспечить возможность полноценного использования тепла. С этой целью шахта должна иметь несколько отдельных выемочных участков, эксплуатируемых по определенному графику. На фиг. 160 приведен примерный контур оттаиваемых участков в результате работы пойнтов.

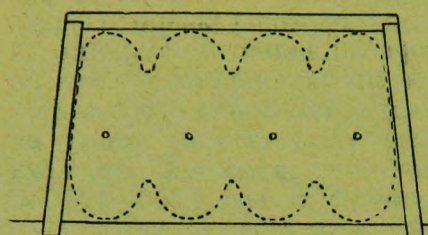
Эффективность паровой оттайки зависит в значительной степени от опытности рабочих, обслуживающих оттайку, так как забивка пойнта на полную глубину требует большего навыка.

В опыте работ на Ленских приисках с 1918 по 1925 г., при неглубокой (до 60 см) забивке пойнтов, паровая оттайка давала невысокий эффект. На 1 м<sup>3</sup> оттаянных песков расходовалось от 0,90 до 1,07 поденщин рабочих и от 0,20 до 0,29 м<sup>3</sup> дров в складочной мере. Среднее продвижение забоя за цикл составляло 0,16—0,18 м на пойнт, или 0,48—0,54 м на забой, что в объемных единицах составляло от 1,05 до 1,90 м<sup>3</sup> оттаянных песков на 1 пойнт.

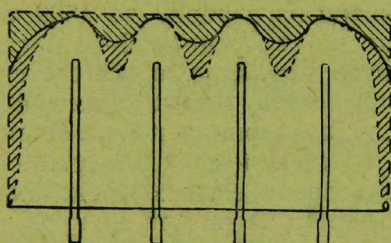
Бурение скважин производилось вручную бурами-востряками; пойнты загонялись на глубину, не превышающую 0,70 м; оттайка



длилась 8 часов; периода потения в большинстве случаев не было. Расход пара на 1 м<sup>3</sup> оттаянных песков в среднем составил около 100—130 кг, считая потери в паропроводах и конденсацию, или от 80 до 120 кг.



Разрез



План

Фиг. 160. Примерный контур оттайки

На Алдане в 1930—1931 гг., при забивке пойнтов на глубину в среднем 1,35—1,50 м в грунтах II и III класса продвижение за цикл составило от 1,10 до 1,74 м на забой, или от 0,44 до 0,60 м на один пойнт. Время парки колебалось от 8 до 10,5 часов, а время потения от 6 до 12 часов. Песков оттаивало на 1 пойнт от 2,35 до 4,05 м<sup>3</sup> и на 1 забой от 6,45 до 11,50 м<sup>3</sup>. Расход пара составил за это время от 50 до 75 кг на 1 м<sup>3</sup>, или от 180 до 200 кг на 1 пойнт.

Расход дров составил собственно на оттайку от 0,07 до 0,10 м<sup>3</sup> в складочной мере и 0,05—0,07 м<sup>3</sup> на отопление котла в нерабочую смену.

Расход рабочей силы на 1 м<sup>3</sup> песков составил от 0,35 до 0,45 поденщин, включая и персонал

по обслуживанию котельной установки.

Данные американской практики по оттайке песков в шахтах дают следующие цифры (табл. 73).

Таблица 73

### Результаты паровой оттайки в районе Номы (Аляска)

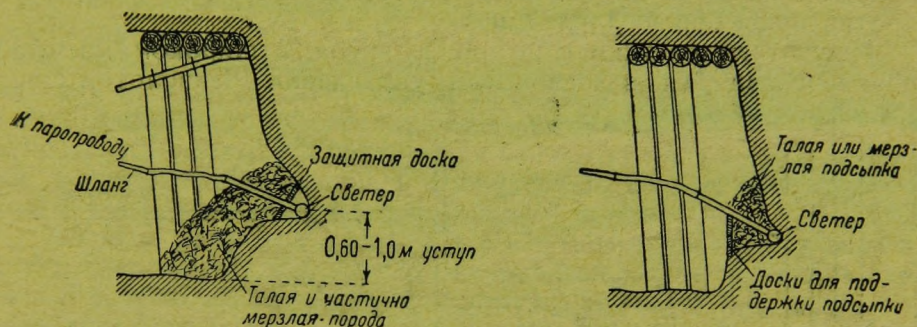
Номера шахт	1	2	3	4	5
Показатели					
Длина пойнтов . . . . .	2,13	2,13	2,13	1,83	2,13
Количество пойнтов в работе	40	90	90	25	46
Количество парщиков (пойнт-менов) . . . . .	3	3	4	2	2
Время парки, часов . . . . .	9	12	12	8	11
Продвижение забоя за одну парку, м . . . . .	2,44	2,13	2,74	2,29	2,22
Потение, смен . . . . .	1	2	2	Сведе- ний нет	2,5
Количество песков, оттаянных в смену на 1 пойнт, м <sup>3</sup> . .	2,95	1,75	2,18	3,93	5,44
Кочегаров у котла . . . . .	1	1	1	1	1



В среднем при правильно организованной работе, когда котел, обслуживающий оттайку, не имеет холостого хода, можно считать нормальными для паровой оттайки (грунты средней тайкости) следующие показатели:

Оттаивается песков на 1 поинт, м <sup>3</sup> . . . . .	2,50—4,00
Величина продвижения забоя, шириной 3,25 м:	
на забой, пог. м . . . . .	1,50—2,00
на поинт, пог. м . . . . .	0,40—0,60
Расход дров на 1 м <sup>3</sup> песков в складочной мере, м <sup>3</sup> . . . . .	0,09—0,13
Расход рабочей силы, включая и персонал котельной, на 1 м <sup>3</sup> песков . . . . .	0,30—0,40
Время парки, час. . . . .	8
Время потения, час. . . . .	10
Стоимость оттайки 1 м <sup>3</sup> в золотом исчислении, руб. . . . .	1,1—1,6

Однако применение поинтов для оттайки паром дает хорошие результаты только в наносах безвалунных или сравнительно слабовалунных, с мягкими нескалистыми низами забоев. В грун-



Фиг. 161. Установка светера в забое.

тах же с большим числом валунов, особенно в грунтах глинистых при скально-щебнистых низах забоев, оттайка поинтами дает пониженный эффект и вместе с тем требует много времени на процесс забивки поинтов, удлиняя, таким образом, продолжительность цикла оттайки. В таких тяжелых грунтах хорошие результаты дает оттайка трубами или светерами, помещаемыми в специальный вруб вдоль низов забоя (фиг. 161). Такой светер представляет собой закрытую с одного конца газовую трубку диаметром 50 мм с отверстиями в 3 мм для выхода пара, поступающего в трубку из паропровода с помощью гибкого резинового рукава (фиг. 162).

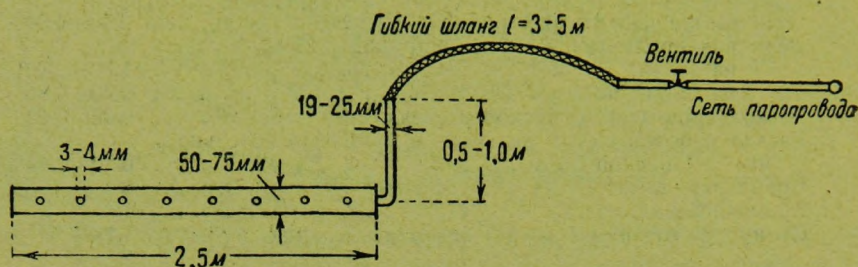
Число отверстий обычно не больше трех на каждый метр длины светера, имеющего общую длину 2,50—2,75 м. Одним из стахановцев Лены был предложен тип раздвижного светера, который можно ставить как в забоях узкого, так и уширенного сечения (фиг. 163).

Для образования вруба вдоль забоя производится откалка с помощью ручного или механического бурения. Глубина вруба не



должна быть меньше 0,70 м, однако, полноценный эффект оттайки возможен лишь при глубине вруба не менее 1,25 м.

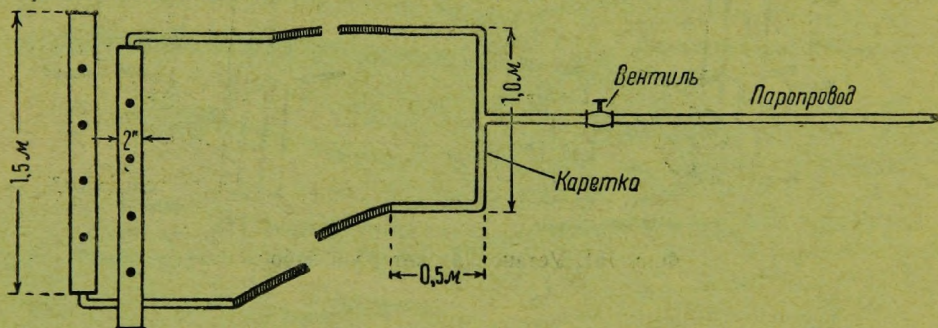
Некоторыми из стахановцев применялась после заложения светера во вруб отвалка всей обрубленной массы на светер путем



Фиг. 162. Светер и схема его соединения.

отталки в верхах забоя двух-трех шпуров. Это мероприятие еще больше повышало эффективность оттайки в среднем на 25—30% против приведенных ниже цифр.

Результаты оттайки с помощью вруба, в широком масштабе практиковавшейся в Ленинском управлении Лензолото, совер-



Фиг. 163. Раздвижной светер.

шенно отказавшемся в наносах IV класса от пойнтов, для условий стахановской работы характеризуются следующими цифрами:

Эффективность оттайки на 1 светер за цикл, м³ . . . . .	5,75—7,50
Расход дров на 1 м³ песков в складочной мере, м³ . . . . .	0,09—0,15
Расход рабочих на 1 м³ песков, поденщин . . . . .	0,18—0,25
Расход пара на 1 светер, кг . . . . .	500—600
Расход пара на 1 м³, кг . . . . .	60—80
Среднее протяжение трубопровода, м . . . . .	200
Время топки, часов . . . . .	6
Время потения, часов . . . . .	8—9
Расход лошадей на 1 м³, поденщин . . . . .	0,02—0,024

Для случая оттайки вечной мерзлоты с помощью пойнтов новейший нормировочник для различных условий грунта устанавливает следующие нормы выработки на одного пойнтмена за 6-часовую смену.



		Для нормальных забоев	Для лав
		в пог. м забитых поинтов	в пог. м забитых поинтов
I	класса грунта . . . . .	36	42
II	" " . . . . .	30	36
III	" " . . . . .	25	30
IV	" " . . . . .	20	25

**Оттайка водой.** Оттайка мерзлоты холодной водой, широко применяющаяся при оттайке открытых полигонов, в подземных работах применения не нашла, так как при горизонтальных поинтах оттайка идет односторонне только вниз и не может дать полноценного эффекта.

**Оттайка вечной мерзлоты струей воды под напором** (подземная гидравлика) представляет собой не только оттайку, но и отбойку песков, так как, оттаивая пески, напорная струя их разрыхляет и отделяет от массива. Процесс протекает так же, как и при гидравлических работах, с той лишь разницей, что разрыхленные пески не транспортируются водой на промывальный прибор, а нагружаются в тачки, вагонетки или на транспортеры и откачиваются одним из обычных способов откатки.

Особенно широкое (практически единственное) применение имеет гидравлика при разработке вечномерзлых россыпей лавным способом. Напор создается или разностью отметок дневной поверхности и полотна выработок, в этом случае вода в шахту подается через водопровод по стволу шахты или по специальной скважине, или же напор создается искусственно с помощью насоса высокого давления.

Расчет водяной магистрали производится в соответствии с количеством рабочих мониторов, обслуживаемых данной магистралью. Диаметр насадки монитора обычно берется 12 мм при образовании вруба и 15—16 мм при расширении вруба. Теоретическая скорость истечения из насадки монитора определится по формуле:

$$v = \varphi \sqrt{2gH}.$$

Фактическая скорость истечения—по формуле:

$$V = \varphi \sqrt{2gH_2},$$

где:

$\varphi$  — коэффициент скорости, равный 0,93—0,94;

$H_2$  — фактическая высота напора (скоростной напор), за вычетом потерь в трубопроводе и насадке, равная  $H_2 = H_1 - h$  м;

$H_1$  — теоретический напор (превышение уровня воды в баке над концом водопровода), м;

$h$  — все потери в трубопроводе и насадке, м;



$g$  — ускорение силы тяжести, равное  $9,81 \text{ м/сек}^2$ .

Американские специалисты применяют для определения фактической скорости истечения формулу:

$$v = K\varphi \sqrt{2gH},$$

где:

$K = 0,8—0,9$ ;

$\varphi = 0,93—0,94$  (берется обычно  $0,93$ );

$H$  — теоретический напор, м.

Практически потеря напора  $h$  обычно принимается:

$$h = 0,133 H.$$

Тогда практический расход воды насадки определится как

$$Q = v \omega,$$

где:

$Q$  — расход воды,  $\text{м}^3/\text{сек}$ ;

$v$  — скорость истечения, м;

$\omega$  — площадь насадки,  $\text{м}^2$ .

Имея расход воды всех мониторов и определив их теоретический расход, можно определить размер труб из формулы:

$$Q = v\omega,$$

где величины  $Q$  и  $v$  являются величинами известными или находятся по соответствующим таблицам.

Мощность монитора определяется формулой

$$N = 11,4QH_2 \text{ л. с.},$$

причем эта мощность достигается при работе в упор. Теоретическая дальность полета струи определится формулой

$$l = 0,102 v \sin 2\alpha,$$

где  $\alpha$  — угол наклона вылетающей струи к горизонту.

При  $\alpha = 45^\circ$  полет  $l$ , равный  $0,120 v^2$ , будет максимальный. Практическая длина струи будет короче вследствие сопротивления воздуха.

При определении сечения труб и скорости в трубах величину потери находят по формуле Эптельвейна:

$$h = f \frac{v^2}{D} - 1,$$

где для новых труб  $f = 0,0008$  и для старых  $f = 0,0013$ .

Организация работ при оттайке водой зависит прежде всего от мощности разрабатываемого пласта и характера его полотна. При мощности пласта до  $2,0 \text{ м}$  в первоначальной стадии работ могут применяться все виды вруба — боковой, вертикальный или горизонтальный, тогда как при большей мощности первые два вида снижают производительность установки. Наиболее благоприятным для гидравлической отбойки россыпи полотном является ровный плотик, состоящий из крепких разрушенных пород. На-



оборот, неровное скалистое полотно весьма затрудняет работу подземной гидравлики и, как правило, трещиноватое ребристое полотно исключает возможность применения гидроотбойки, так как ведет к большой потере металла, особенно в лавах, или вызывает применение при зачистке полотна массовых взрывных работ, что при разработке лавами технически недопустимо, а при столбовых системах разработки весьма удорожает добычу песков.

Валунистость песков затрудняет гидроотбойку при проходке подготовительных выработок, так как осложняет уборку породы, а при очистной добыче повышает расход воды на 1 м<sup>3</sup> песков. Поэтому подготовительные выработки должны быть направлены на менее валунистые участки россыпи.

Прослойки талых пород в кровле осложняют работу гидроотбойки, и от гидравлиста требуется в этом случае большая осторожность и опыт.

Основное рабочее оборудование при гидравлической отбойке состоит из парового или электрического насоса, водопроводной магистрали, паровой установки для подогрева воды, резиновых шланг диаметром 50 мм, измерительной аппаратуры и монитора. При подаче воды с естественным напором необходимость в насосе отпадает.

Наибольший экономический эффект гидрооттайка дает при воде, подогретой до температуры около 20—30° С, не создавая в то же время условий для парообразования в выработках. Опыт, проведенный на Лене, показывает, что эффект оттайки уже при температуре воды + 13°С вдвое выше, чем при температуре в 2°С. Причем наиболее интенсивное нарастание эффективности идет до 15—20°С. Поэтому, как правило, воду следует подогревать до 20°С, если стоимость топлива не настолько велика, что дополнительный подогрев воды не окупается эффектом работы.

Из насосов при гидравлической оттайке наиболее надежный и полноценный эффект дают паровые насосы, так как они менее чувствительны к загрязненной воде и больше всего удовлетворяют основному требованию — непрерывности работы, а отработанный пар может быть использован для подогрева воды.

Резиновые шланги служат для соединения водяной магистрали с монитором и допускают давление не больше 6 ат, подвергаясь в противном случае быстрому износу. Резиновые шланги являются наиболее ответственными и в то же время наиболее слабым местом установки и требуют за собой тщательного и внимательного ухода.

Организация рабочего места прежде всего заключается в определении сечения забоя. При проходке подготовительных выработок (штреков, просечек, квершлагов, штолен) наиболее рациональной является ширина забоев в 3,25—3,50 м при высоте 2,0—2,5 м, так как при этой ширине возможно разделение забоя на две части, допускающие одновременно уборку породы в одной части и работу монитора — в другой.



Оттайка породы в забое начинается с образования вруба под ударом напорной струи, подаваемой из монитора под углом  $40-45^\circ$  к плоскости забоя при давлении у насадки 4—6 ат.

Второй стадией работы является расширение вруба при одновременном его углублении к моменту отбойки остальной части забоя до 0,7—0,9 м.

Различают врубы: а) горизонтальный, б) вертикальный, в) боковой.

**Горизонтальный вруб** является наивыгоднейшей формой вруба во всех крупнообломочных наносах с валунами, причем заложение вруба на высоте, большей 0,3 м от полотна забоя, понижает производительность монитора.

Вертикальный и боковой врубы применяются в глинистых грунтах, дающих при горизонтальном врубе оползни. Серединное расположение вруба (собственно «вертикальный вруб») или боковое («боковой вруб») выбирается в зависимости от расположения валунов по забою: вруб резается там, где нет или меньше всего валунов.

По данным алданской практики, для образования горизонтального вруба шириной 0,33 м при работе с водой ст 40 до  $+50^\circ\text{C}$ , при давлении у насадки в 5—5,5 ат, затрачивалось от 20 до 35 минут. Аналогичные результаты были получены и при резке вертикального вруба, причем производительность монитора колебалась от 0,016 до 0,042 м<sup>3</sup>/мин. Образование бокового вруба шло в среднем от 30 до 45 минут, причем ухудшающим работу моментом являлась подработка борта, вызывающая забутку за стойками.

В случае появления в кровле забоя талых пород гидроотбойку возможно производить лишь при условии предварительного набора и забивки палей. При этом отбойка породы водой ведется лишь на высоту  $\frac{3}{4}$  забоя, а верха подбираются вручную, кайлой.

При наличии в шахте нескольких забоев работа (а отсюда и размещение оборудования) строится по принципу спаренных забоев и жесткого разделения труда. Пройдя вруб в одном забое, мониторщик переходит во второй, а в первом начинается уборка породы и т. д. Количество забоев на одного мониторщика должно зависеть от характера грунта, чтобы обеспечить в течение всей смены непрерывность работы как самого мониторщика, так и вспомогательных звеньев (откатчиков, крепильщиков и пр.). В легких наносах один гидравлист может обслуживать 5—6 забоев. Глубина вруба берется сразу из расчета на всю предполагаемую уходку забоя, т. е. 2—2,5 м.

В условиях очистной добычи гидроотбойка может быть применена во всех случаях, когда полотно россыпи ровное и состоит из крепких пород и когда в россыпи крупные валуны встречаются редко.

Организация и технология работ по гидроотбойке в случае применения систем разработки длинными или короткими столбами ничем не отличается от описанного нами процесса гидроотбойки в подготовительных выработках.



В случае же применения лавной системы разработки на каждого монитормщика дается по ширине лавы 5—10-метровый участок, длина которого зависит от характера грунта и тем больше, чем легче грунт. Глубина вруба в процессе его образования и расширения берется сразу на всю величину предполагаемой уходки забоя, после чего производится отбойка мониторами сразу по всей длине лавы надрубленной массы россыпи. Уборка породы и зачистка полотна также производятся сразу по всей лаве, разбитой на участки длиной 5—15 м.

Стоимость гидроотбойки 1 м<sup>3</sup> песков в подземных работах в среднем почти не отличается от стоимости оттайки песков паром и составляет в золотом исчислении для средних условий 0,90—1,30 руб. на 1 м<sup>3</sup> отбитой породы.

Приводимые нами выше цифры и выводы в отношении стоимости и производительности характерны для средних условий работы стахановцев. Величины производительности труда значительно меняются в зависимости от рода работ (нарезка, отработка лавы) и особенно от характера грунта, определяемого его классом.

Новейший нормировочник золотой промышленности дает следующие основные величины норм выработки для различных условий (табл. 74).

Таблица 74

	I класс		II класс		III класс		IV класс	
	норма времени на чистую отбойку 1 м <sup>3</sup> , мин.	норма выработки за 6-часовую смену, м <sup>3</sup>	норма времени на чистую отбойку 1 м <sup>3</sup> , мин.	норма выработки за 6-часовую смену, м <sup>3</sup>	норма времени на чистую отбойку 1 м <sup>3</sup> , мин.	норма выработки за 6-часовую смену, м <sup>3</sup>	норма времени на чистую отбойку 1 м <sup>3</sup> , мин.	норма выработки за 6-часовую смену, м <sup>3</sup>
Нарезка . . . . .	12,5	21,6	16,1	26,2	25,0	10,8	38,0	7,1
Отработка . . . . .	15,1	23,8	20,2	17,8	30,3	11,0	46,2	7,8
Лавы . . . . .	13,9	25,9	18,6	19,4	27,7	13,0	42,4	8,5

Нормы выработки на гидроотбойку.

Состав работы: установка подземного монитора и отбойка подогретой водой вечномёрзлого грунта.

Условия: давление у распределительного трубопровода 5 ат, при длине подводящего водопровода до 100 м; температура воды +30° С; диаметр насадки 12 мм.

Новейший нормировочник дает различные нормы выработки для случая изменения давления на 0,5 ат. Однако такая детализация совершенно излишня и только загромождает нормировочник, так как учет колебаний давления и выполнения норм вы-



работки абсолютно невозможен и точность норм превышает точность замера.

При изменении диаметра насадки от 12 на 16,0 мм норма выработки увеличивается в среднем от 15% для давления в 5 ат до 20% для давления в 6 ат.

**Оттайка огнеметами.** Огнемет (опытная модель Гинзолото) представляет собой керосиновый баллон высотой 50 см, диаметром 23 см, вмещающий 15 кг керосина. Огнемет снабжен манометром для измерения давления воздуха, насосом для нагнетания воздуха и измерительным поплавком для указания наличия керосина.

Рабочей частью огнемета является горелка, в которую по трубке или гибкому стальному шлангу поступает керосин. В обоих концах трубки установлены сетчатые фильтры для задерживания в них механических примесей.

Керосин по трубке поступает в изогнутый в виде цилиндра змеевик, который для предохранения от повреждений и для концентрации тепла окружен снаружи железным кожухом. Из змеевика через отверстие ниппеля керосин выбрасывается давлением воздуха наружу и зажигается, придя в соприкосновение с раскаленными стенками горелки.

Величина пламени регулируется чугунной втулкой, а поступление керосина — вентилем на трубке перед змеевиком.

Горелка укреплена на держателе шарниром и может принимать различный угол наклона, поворачиваться в горизонтальной плоскости и по особой линейке передвигаться вперед или назад на 25 см. Вся горелка со всеми связанными с нею деталями может по штативу подниматься и опускаться.

Разогревание горелки перед работой производится паяльной лампой или с помощью керосина, зажигаемого в небольшом противне, подвешиваемом под горелкой.

Вес всего аппарата (без подставки) 20 кг.

Результаты опытной работы, проведенной с огнеметом на Шахтоминском приисковом управлении (Забайкальский трест) в 1932 г., дали следующие результаты:

Продолжительность разжигания аппарата, мин. . . . .	28,5
Расход керосина в час, кг . . . . .	2,5
Расход керосина в смену (6 час.), кг . . . . .	15,0
Пройдено в смену, пог. м . . . . .	0,24
Выработано в смену, м <sup>3</sup> . . . . .	2,5
Нагревание выработки за смену, t° C . . . . .	2
Количество рабочих у аппарата . . . . .	1

Средний нормальный расчет стоимости работ в смену определен в 6 р. 49 к. на 1 м<sup>3</sup> породы.

Пользование огнеметом для оттайки мерзлоты при подборке простенков из-под огня, когда после оттайки бутом остаются неоттаявшие участки, дало следующие результаты:



Продолжительность разжигания аппарата, мин. . . . .	27
Продолжительность работы оттаивания, час. . . . .	5
Выработано всего, м <sup>3</sup> . . . . .	4,25
В смену <sup>1</sup> , м <sup>3</sup> . . . . .	6,30
Зарплата рабочим у аппарата . . . . .	7,20
„ откатчикам . . . . .	5,70
Керосина . . . . .	5,25
Свечей . . . . .	0,27

---

Всего . . 18,42  
или на 1 м<sup>3</sup> . . . 2,91

Горелка при работе устанавливалась на высоте 20 см от потолка забоя и работала в течение 15 минут. Затем аппарат передвигался вдоль по забою на 40 см и т. д. После оттаивания всей полосы вдоль забоя оттаившая порода окайливалась, причем глубина оттаивания в точках нагревания колебалась от 12 до 15 см. Закрывание забоя сзади горелки щитом поднимает теплоизлучение и увеличивает к. п. д. оттайки.

Характер оттаиваемого при этом грунта (считая по забою сверху вниз) был следующий:

Средних размеров галька с песком 42 см, влажность . . . . .	6%
Глинистый прослой 32 см, влажность . . . . .	22%
Мелкий галечник 110 см, влажность . . . . .	10%
Дресва почвы (гранит) 32 см, влажность . . . . .	10%

Средняя влажность забоя 11%. Температура породы забоя 7° С.

Максимальная производительность огнемета при фактическом расходе керосина за смену в 15 кг выразится для описанного грунта в 5,5 м<sup>3</sup> породы, что и должно рассматриваться как жесткая норма при правильно организованной работе и умелом маневрировании огнеметом со стороны рабочего у аппарата.

При анализе результатов работы огнемета, проводимой в опытном порядке, обращает на себя внимание наличие в практике перегрева породы против того, что необходимо для полной оттайки согласно приведенному выше подсчету. По данным работ в Шахтоминском управлении, потеря тепловой энергии на перегрев составила около 55—58%, следовательно, при правильной организации работ необходимо стремиться к тому, чтобы порода оттаивалась слоями вдоль забоя, начиная снизу, и немедленно после оттайки убиралась для того, чтобы огонь всегда соприкасался исключительно со свежей, мерзлой породой. Это обстоятельство характеризует роль рабочего у аппарата как ведущую в повышении эффективности огнемета.

Эффективность оттайки повышается с образованием вруба, поэтому оттайка верхних слоев бывает обычно производительней.

Одним из факторов, повышающих к. п. д. установки, является обязательное закрывание аппарата сзади щитом.

---

<sup>1</sup> Без начислений дополнительной зарплаты и накладных расходов.



Сравнительные технические и экономические показатели по различным способам оттайки вечной мерзлоты в подземных работах даются табл. 75.

Таблица 75

Род оттайки	Расход рабочей силы на 1 м³ песков, поденщин	Количество оттаянных песков в забое за один цикл, м³	Расход топлива (дров или угля) на 1 м³ песков складочных, м³	Расход жидкого горючего на 1 м³ песков, кг	Стоимость оттайки 1 м³ в золотом исчислении, коп.	Возможная скорость продвижения забоя в среднем за сутки, м
1. Оттайка пожарами на дровах . . . . .	0,34	4,0—5,0	0,4—0,5	—	374,0	0,30—0,45
2. Оттайка пожарами на угле . . . . .	0,34	4,0—5,0	0,25	—	374,0	0,30—0,45
3. Оттайка бутом . . . . .	0,45	2,0—2,5	0,30	—	450,0	0,25—0,35
4. Оттайка паровая поинтами . . . . .	0,30—0,40	7,0—13,0	0,09—0,13	—	110—160	1,50—2,0
5. Оттайка паровая трубами во врубе . . . . .	0,18—0,24	6,65—8,30	0,08—0,12	—	100—145	1,25—1,65
6. Гидроотбойка . . . . .	0,15—0,20	9,5—13,0	0,18—0,22	—	90—130	9,5—3,5
7. Оттайка огнеметами . . . . .	0,30	10,0	—	2,5—3,0	115—155	3,0—3,5

Таким образом оттайка паровая, гидроотбойка и оттайка огнеметами экономически равноценны или близки друг к другу. Выбор того или иного способа оттайки зависит в каждом отдельном случае от технических условий, данных нами при описании каждого из способов оттайки, и от механической вооруженности предприятия. Одним из чрезвычайно существенных преимуществ гидрообработки и оттайки огнеметами является быстрота возможного продвижения выработки, что особенно важно при производстве подготовительных работ, где время и быстрота иногда решают все. При соответствующем характере полотна и наносов россыпи это обстоятельство сплошь и рядом является решающим при выборе способа оттайки в пользу гидроотбойки.

## § 15. УГЛУБКА ШАХТ

Следует различать два случая углубки шахт, отличающихся по методам организации и производства работ:

1. Углубка небольших шахт, обычно проходимых в безводных или со слабым протоком воды наносах и в вечной мерзлоте на глубину до 20—25 м.

2. Углубка крупных, глубоких шахт, как в вечной мерзлоте, и особенно в талых наносах со значительным притоком воды.

В первом случае углубка шахт является простым рабочим процессом, не требующим сложной организации. Подъем, как



правило, на углубке осуществляется ручным воротом и значительно реже механическим или конным приводом.

Обычный состав бригады углубщиков при ручном под'еме — два-четыре человека внизу, в забое (в зависимости от сечения шахты), и три человека наверху, на ручном или конном вороте. Наивыгоднейшее количество рабочих внизу определяется, исходя из сечения шахты, как:

$$N = \sqrt{S},$$

где  $S$  — площадь сечения шахты в квадратных метрах.

В прошлом все рабочие операции на углубке сухих шахт осуществлялись обычно комплексно, одной бригадой углубщиков, которая бурила, кайлила, поднимала породу и крепила ствол шахты. Как правило, особо выделялся лишь процесс подвозки крепежного леса и процесс изготовления крепи. Поэтому при определении норм выработки предполагалось, что работа внизу на время под'ема бадьи приостанавливается, а рабочие на воротке в свою очередь ждут, пока бадья внизу будет нагружена.

В настоящее время, в условиях стахановской организации труда, весь рабочий процесс обычно разделяется на ряд самостоятельных операций, исполнители которых работают по принципу индивидуальной сдельщины. Сама работа строится таким образом, чтобы каждое отдельное звено бригады, включаясь в работу в определенное графиком время, обеспечивало непрерывность общего производственного цикла. Поэтому в каждом отдельном случае углубки в зависимости от характера грунта и сечения шахты устанавливается особый график начала и чередования отдельных операций общего цикла: бурения и отпалки, отбойки, уборки породы, крепления. Начало работы каждого из специальных звеньев бригады — бурильщиков, забойщиков, воротовщиков, крепильщиков и т. д. — определяется этим графиком и должно обеспечивать непрерывность общего цикла и максимальное уплотнение рабочего дня.

Эффективность труда валового рабочего на углубке, достигаемая при такой организации труда, значительно выше норм и величин, существовавших до возникновения стахановского движения и зафиксированных известными формулами материалов для Урочного положения в горных работах. Это превышение в среднем выражается на весь комплекс работ в 25—30% по отношению к опытным результатам прошлых работ.

Каких-либо общих комплексных норм работы на углубке шахт в золотой промышленности в настоящее время еще нет: в каждом отдельном случае в зависимости от грунта и сечения устанавливается специальная норма, исчисляемая обычно в погонных метрах проходки в сутки. Иногда практикуется аккордный принцип производства работ, когда на углубку всей шахты сразу дается определенный лимит расхода рабочей силы и определенная заработная плата.

В основном же, как правило, в настоящее время всюду проводится дифференцированное нормирование по отдельным опе-



рациям. На углубке сухих шахт обычно выделяются следующие отдельно нормируемые и отдельно учитываемые операции: а) отбойка, в которой при крепких наносах и вечной мерзлоте бурение выделяется в особый процесс; б) погрузка и подъем и в) крепление. Иногда погрузка бабьи объединяется в один процесс с отбойкой.

Производительность конного или ручного подъема и прочие технико-экономические величины, характеризующие его, описаны нами выше в § 10 «Шахтный подъем».

Производительность рабочего на бурении в случае, если оно также выделяется в особый процесс, определяется по параграфу «Отбойка».

В особый процесс бурение, как правило, выделяется при проходке шахт в вечной мерзлоте с отбойкой взрывными работами и при проходке в тяжелых талых наносах IV класса. В первом случае предпочитается механическое бурение, во втором — ручное востряками.

Иногда, если время не является решающим фактором при определении способа углубки, углубка в вечной мерзлоте производится с предварительной оттайкой пожегами. В этом случае пожеги ведутся дровами. Расход дров при оттайке в шахтах обычно 0,75—1,0 м<sup>3</sup> дров в складочной мере на 1 м<sup>3</sup> оттаянной породы.

Нормы выработки при углубке сухих шахт в условиях стахановской организации труда на оттайке колеблются для различных условий грунта в следующих размерах:

1. Оттайка в грунтах I—II классов с различной степенью валунистости (с накладыванием в бабьи) на одного забойщика 1,50—2,30 м<sup>3</sup>.

2. Оттайка в грунтах III—V классов с различной степенью валунистости (с накладыванием в бабьи) на одного забойщика 0,80—1,25 м<sup>3</sup>.

Приведенная величина производительности труда дается с учетом производства теми же рабочими ручного бурения.

Как уже отмечено выше, стахановская дифференциация труда на углубке дает превышение производительности на общего рабочего в среднем на 25—30%.

Однако в современных формах организации труда все дальше уходят из практики приемы ручной работы, все шире вводится механизация рабочих процессов, неразрывно связанная со стахановским движением. Механизация эксплуатационных работ влечет за собой более быструю отработку полигонов, а это в свою очередь требует более быстрой подготовки новых площадей, углубки новых шахт. Поэтому при проходке шахт в мерзлоте в настоящее время практикуется в большинстве случаев механическое бурение, выделяемое обычно в самостоятельный рабочий процесс, в плотных талых наносах все шире практикуется отбойный молоток. Оттайка пожегами при углубке шахт теперь почти нигде не встречается как способ чрезвычайно медленный. Как правило,



всюду при углубке в мерзлоте предпочитается механическое бурение и взрывные работы.

Механизация углубки является основным результатом стахановского движения в производстве. К сожалению, опыт еще не накопил достаточного материала для отражения стахановских достижений и стахановских норм в области углубки шахт в различных естественных условиях.

Для общих расчетов технических элементов проходки небольших шахт можно пользоваться эмпирическими формулами, измененными нами в соответствии с предварительными результатами стахановской организации труда:

1. Для проходки небольших шахт в наносах I и II классов ( $f = 0,6—0,8$ ), не требующих значительных взрывных работ, с выдачей породы ручным воротом и ручной откаткой на поверхность, расходуется 1 м<sup>3</sup> выемки:

Проходчиков (они же и накладчики) . . . . .  $0,70 f \frac{\sqrt[4]{H}}{\sqrt[4]{S}}$ .

Воротковых . . . . .  $0,14 H \sqrt{f}$ .

Откатчиков породы в отвал на поверхность . .  $0,012 H \sqrt[3]{f}$ .

Общее число рабочих для проходки и выдачи породы на поверхность (без крепления) . . . . .  $0,85—0,90 \sqrt{f \cdot H}$ .

Общее число рабочих всякого рода на 1 м<sup>3</sup> проходки с креплением шахты деревянным срубом можно приближенно принимать . . от  $1,30 \sqrt{f \cdot H}$  до  $1,45 \sqrt{f \cdot H}$ .

Во всех этих формулах понимается под:

$f$ —коэффициент крепости по единой шкале,

$H$ —глубина шахты в данном сечении и

$S$ —площадь сечения шахты вчерне, м<sup>2</sup>.

2. То же для проходки небольших шахт в грунтах I и II классов, с подъемом конным воротом, можно для различных условий принимать приближенно следующие величины расхода на 1 м<sup>3</sup> выемки:

Приемщиков и коногонов на поверхности . . .  $0,07 \sqrt{\frac{SH}{f}}$ .

Лошадей на подеме . . . . .  $0,07 \sqrt{\frac{SH}{f}}$ .

Откатчиков породы на поверхности . . . . .  $0,05 \sqrt{\frac{SH}{1}}$ .

Проходчиков . . . . .  $\frac{0,50 f \sqrt[4]{H}}{\sqrt[4]{S}}$ .

Общее число людей и лошадей на подеме и откатке при проходке можно приближенно принимать от 0,047 до 0,053  $H$ .



3. Для проходки небольших шахт в грунтах III и IV классов, требующих производства взрывных работ, а также для проходки небольших шахт в вечной мерзлоте с ручным бурением, можно принимать для различных условий проходки следующие величины расхода на 1 м<sup>3</sup> выемки:

Проходчиков: при ручном венте от 0,90 до  $\frac{1,05 \sqrt[4]{f^3 H}}{\sqrt{S}}$ ; при конном венте от 0,70 до  $0,80 \frac{\sqrt[4]{f^3 H}}{\sqrt{S}}$ .

Рабочих, занятых на под'еме во время проходки: при ручном венте от 0,30 до  $0,35 \sqrt[4]{f \cdot H^3}$ , при конном венте от 0,16 до  $0,19 \sqrt[4]{f \cdot H^3}$ .

Полное число всех рабочих на 1 м<sup>3</sup> выемки (включая и крепление) приблизительно может быть принято для целей общих расчетов: при ручном венте от 1,10 до  $1,20 \sqrt[4]{f \cdot H}$ ; при конном венте от 0,67 до  $0,75 \sqrt[4]{f \cdot H}$ .

Расход взрывчатых на 1 м<sup>3</sup> выработки при ручном бурении шпуров может быть принят следующий:

Взрывчатых веществ . . . . .  $Q = 0,82 \frac{\sqrt[4]{f}}{\sqrt{S}}$  кг.

Капсюлей 20 шт. . . . .  $2Q \sqrt[4]{f}$  шнура  $6Q$  м.

При исчислении количества динамита с иным процентным отношением нитроглицерина или количества взрывчатых иного химического состава надлежит брать соответствующую поправку.

Обычно при проходке небольших шахт и при ручных работах в талых наносах бурение производится востряками самими проходчиками и представляет собой один процесс с отбойкой.

Скорость продвижения шахтообразной выработки в действительную смену проходки и крепления при нормальных условиях будет:

при проходке ручными горными работами и при под'еме ручным вентом

$$\frac{1,00}{f \sqrt[4]{H} \sqrt{S}} \text{ пог. м;}$$

то же при конном венте

$$\frac{1,50}{f \sqrt[4]{H} \cdot \sqrt{S}} \text{ пог. м;}$$

при проходке взрывными работами с ручным вентом

$$\frac{1,65}{f \sqrt[4]{H} \cdot \sqrt{S}} \text{ пог. м;}$$



то же при конном входе

$$\frac{2,25}{4} \text{ пог. м.}$$

$$f \sqrt{H} \cdot \sqrt{S}$$

Все приведенные выше формулы расчета справедливы в общем случае только для мелких шахт и шурфов, глубина которых не превышает 10—15 м, и при незначительном водоотливе (до 100—200 л/мин).

**Углубка глубоких шахт** ведется обычно с механическим и реже конным подъемом. В процессе пересечения мощной толщи наносов условия проходки могут многократно изменяться, а присутствие в наносах воды еще более усложняет процесс проходки шахты. В этом случае возможны неожиданные изменения притока воды, характера грунта и условий его выноса и давления на крепь. Поэтому при проходке глубоких шахт с водоотливом нормальные условия во все время работы мало вероятны, и неизбежны различного рода неполадки и задержки. В практике проходки глубоких шахт на Ленских приисках известны многочисленные случаи, когда вследствие изменения условий проходки производительность работы падала практически до нуля, давление пород катастрофически возрастало, ломало крепление и углубку приходилось прекращать, не добив шахты, вследствие опасности для жизни работающих.

В среднем распределение рабочего времени в пределах месяца складывается таким образом:

Собственно на проходку . . . . .	15 дней
На вспомогательные работы по проходке . . . . .	3 дня
Собственно на крепление . . . . .	6 дней
На вспомогательные работы по креплению . . . . .	1 день
Разнообразные перерывы в работе . . . . .	5 дней
Всего . . . . .	30 дней

По нашим наблюдениям, такое распределение времени в среднем выдерживается и при проходке значительных шахт в россыпях с нормальным качеством оборудования. Например, при углубке шахт с водоотливом в Ленинском управлении Лензолото в 1923—1926 гг. и с 1932 по 1936 г. и в Артемовском управлении в 1932—1936 гг. при глубине шахт до 70 м, величина простоя по отношению к общему времени проходки колебалась от 12,5 (шахта № 6 Мих.-Николаевского прииска) до 20% (шахта № 5 Мих.-Николаевского прииска), а в отдельных случаях (углубка шахт Хавинского и Софийского приисков) доходила в конечном итоге до 100%, и углубка прекращалась.

Количество времени, затрачиваемого на вспомогательные работы, колебалось от 11 до 28%.

Для определения наивыгоднейшего ежедневного числа рабочих в литературе даются такие выражения:

Бурильщиков и разборщиков при ручном бурении . . .	1,20 $\sqrt{S}$
Бурильщиков и разборщиков при механическом бурении . . .	1,60 $\sqrt{S}$
Рукоятчиков на приемной площадке (бадейщиков) . . .	0,24 $\sqrt{S}$



Откатчиков на поверхности . . . . .	0,37 $\sqrt{S}$
Машинистов . . . . .	0,24 $\sqrt{S}$
Камеронщиков . . . . .	0,24 $\sqrt{S}$
Десятников . . . . .	0,24 $\sqrt{S}$
Всего при ручном бурении . . . . .	2,50 $\sqrt{S}$
Всего при механическом бурении . . . . .	3,00 $\sqrt{S}$

При подсчете стоимости проходки рекомендуется принимать то количество рабочих, которое непосредственно получается при расчете по этим формулам, хотя бы эти значения были дробными. На практике полученные цифры округляются, и во всех

дальнейших подсчетах вместо выражения  $\sqrt{S}$  должна быть введена соответствующая величина  $\sqrt{s}$ , где  $s$  — площадь в квадратных метрах, приходящаяся на одного человека в действительности.

Обычно при углубке в наносах со значительным притоком воды непрерывно происходит вынос мелких частиц породы, и поэтому даже при довольно устойчивом грунте ( $f = 1,0—1,5$ ) необходимо применять пучкование простенок шахты. Крепь заводится немедленно после того, как простенок выбран, причем применяется исключительно метод подводного крепления. Вследствие этого при углубке шахт в водоносных наносах со значительным водоотливом независимо от глубины шахт и характера подъема исчисление и расход рабочей силы существенно отличаются от норм, даваемых в литературе и приведенных нами выше в измененном виде для случая углубки небольших шахт.

На четыре или пять человек проходчиков, работающих внизу при проходке шахты (сечением от 14 до 25 м<sup>2</sup>), проходчиками в собственном смысле этого слова являются только двое. Остальные работают на креплении и очистке зумпфа водоотливной установки. Таким образом основная формула для определения наиболее выгодного числа проходчиков  $N = \sqrt{S}$  для случая проходки в наносах со значительным притоком воды приобретает вид:

$$N = 0,5 \sqrt{S},$$

или

$$N = 0,4 \sqrt{S}.$$

Трудность проходки и расход рабочей силы тем больше, чем менее устойчива порода, чем меньше ее коэффициент крепости.

Соответственно этому несколько иной вид приобретают и все остальные формулы, приведенные выше для определения расхода рабочей силы на проходку в случае углубки небольших шахт, а именно: число проходчиков, бурильщиков и крепильщиков (включая и постановку вандрутного крепления) на 1 м<sup>3</sup> объема шахты



в проходке с учетом всех вероятных перерывов в работе, остановок и неполадок определится по формуле:

$$\frac{3.0 \sqrt[3]{H}}{\sqrt[4]{S \cdot f}}.$$

Количество рабочих на заготовке крепления, установке вандрутного крепления, потребное количество крепежного леса и взрывчатых материалов может быть рассчитано по приведенным ниже общим формулам для крепления шахт.

Полное количество рабочих всех категорий, необходимое на 1 м<sup>3</sup> объема шахты, включая сюда проходчиков, крепыльщиков, рабочих по заготовке крепи, рабочих на водоотливе, бадейщиков и машинистов, за исключением рабочих в котельном помещении, определится по формуле:

$$\frac{4.8 \sqrt[3]{H}}{\sqrt[4]{S \cdot f}}.$$

Отдельно количество камеронщиков (вахтовых у насосов), вахтовых слесарей и зумфовщиков определится на 1 м<sup>3</sup> объема шахты по формуле:

$$1,4 \frac{\sqrt[3]{H}}{\sqrt[4]{S}}.$$

При углубке значительных шахт с водоотливом практические величины расхода рабочей силы и стоимости углубки весьма широко варьируют в зависимости от коэффициента крепости  $f$  и характера водоотлива.

**Крепление шахт** незначительных и больших в таликах и в мерзлоте производится обычной венцовой крепью, заготавливаемой плотниками на поверхности. Углы венцов заделываются в лапу «ласточкиным хвостом».

Крепление шахт в плотных безводных наносах и мерзлоте устанавливается на основных венцах, концы которых заводятся в специальные лунки, выбираемые в породе. Глубину лунок для пальцев основных венцов надлежит рассчитывать по формуле

$$h = \frac{2,8}{f} \text{ м},$$

где  $h$  — глубина лунки в метрах.

Количество проходчиков, необходимое для изготовления одной лунки,

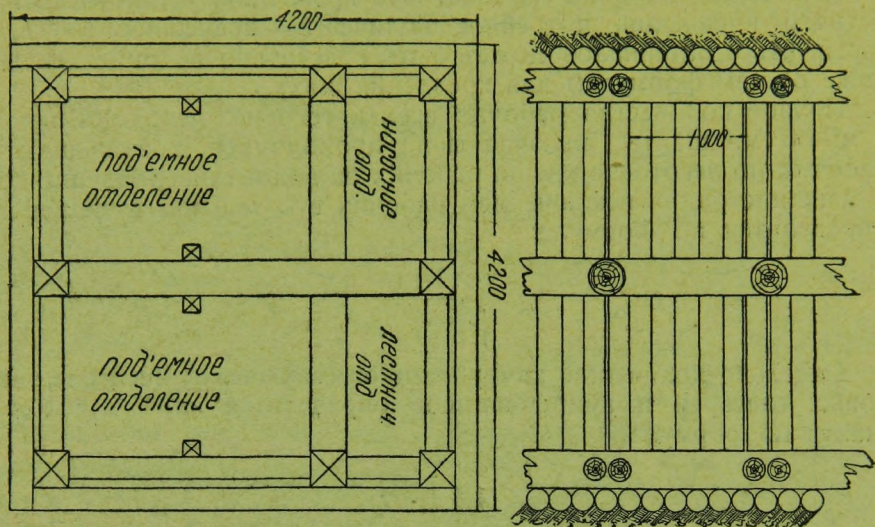
$$A = 0,70 \frac{f}{\sqrt{s}},$$

где  $s$  — площадь лунки.

Для изготовления венцовой крепи обычно употребляется листовичный лес толщиной 18—20 см. В американской практике толщина леса венцового крепления мелких шахт берется в 8—16 см, для глубоких доходит до 25 см.

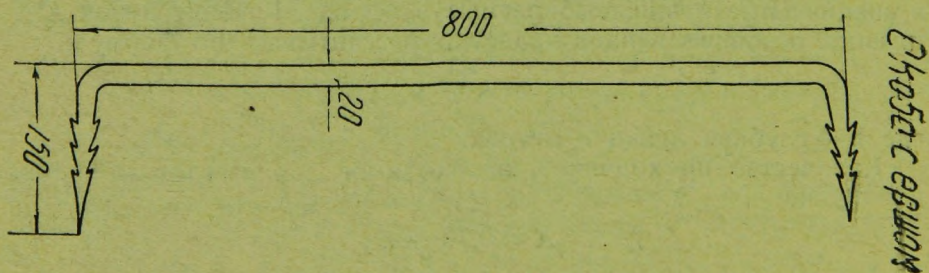


Венцовая крепь усиливается вандрутным креплением (фиг. 164). Последнее представляет собой продольные брусья, расположенные вдоль по углам ствола шахты и по боковым его стенкам, причем боковые вандруты делят шахту на служебные отделения. Вандруты раскрепляются между собой боковыми и середовыми иглами.



Фиг. 164. Схема нормального вандрутного крепления.

Вандрутные столбы изготавливаются из лиственничного леса и обтесываются до квадратного сечения размером  $25 \times 25$  см. Длина вандрутных столбов составляет обычно 6,5 м. Боковые и середовые иглы изготавливаются из лиственничного леса толщиной 18—20 см. На концах игл заделывается шип, который и загоняется с упором в соответствующие пазы вандрутных столбов. Необходимо соблюдать правило, чтобы три вандрутных паза для загонки шипов не помещались в одном поперечном сечении, так как это ослабляет вандрут.



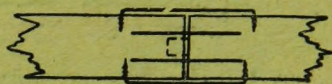
Фиг. 165. Завершенная скоба.

Расстояние между иглами берется обычно в 2 м. Боковые иглы в большинстве случаев ставятся спаренными, середовые — в одиночку.



Вандруты по концам намертво скрепляются скобами из квадратного железа толщиной 19 мм (фиг. 165 и 166), концы которых заершены. Для постановки вандрутного крепления, которое обычно ставится после закрепления венцами значительного погона шахты, в последней устраиваются специальные полки, укрепляемые на иглах или (реже) подвешиваемые на стальных канатах. Глубина лунок для переключков и балок рабочих полков определится из выражения:

$$h = \frac{1,5}{i} \text{ м.}$$



*Соединение вандрутов*

Фиг. 166. Дворовая рама и крепление вандрутов между собой и с рамой.

Нижние вандруты концами своими опираются на раму рудничного двора или, как говорят, «дворовую раму», которая воспринимает на себя давление всей части сруба ниже последнего основного венца (фиг. 166).

Дворовая рама изготавливается из лиственничного леса толщиной 25—30 см и устанавливается на лиственничных или сосновых столбах того же диаметра. В талых безводных породах и вечной мерзлоте дворовая рама чаще устраивается из одного ряда бревен со столбами по концам, в слабых наносах — из двух рядов бревен со столбами по концам и в середине. Вандрутные столбы с рамой раскрепляются в обе стороны скобами из 19-мм квадратного железа.

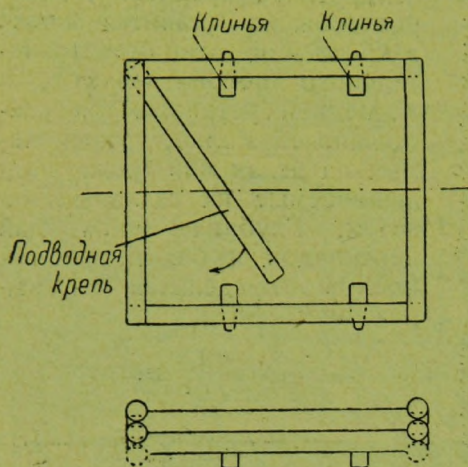
Восемь вандрутных столбов с соответствующим количеством игол составляют один вандрутный пояс.

При проходке шахт в неустойчивых породах с притоком воды крепление несколько сложнее и отличается от описанного подводом венцовой крепи, а также применением специальных видов крепления забивной крепью.

В то время как в плотных породах определенный погон шахты может проходиться без крепления и последнее производится сразу на несколько метров (не больше двух), в неустойчивых породах это совершенно невозможно. В этом случае шахта кре-



пится обычно подвальной крепью, которая подводится снизу и прижимается клиньями кверху, к уже поставленному венцу, с которым и раскрепляется скобами (фиг. 167).



Фиг. 167. Схема подвальной крепи.

В неустойчивых породах с большим выносом мелкого материала обычно применяется при проходке забивная крепь (или пали), набираемые аналогично описанному выше для штреков. Пали обычно берут такой длины, чтобы ими мог быть пересечен весь слой плавунцов. Набираются пали под углом к поверхности сруба и забиваются балдой или подвешенным на блок грузом. В практике наблюдалось применение палей длиной до 5 м.

В тех случаях, когда, по данным разведки, имеется возможность ожидать проходки плавучих грунтов с приме-

нением забивной крепи, шахту закладывают уширенного сечения, в зависимости от предполагаемого числа наборов забивной крепи. Каждый набор суживает живое сечение шахты не менее, чем на 0,5 м на сторону, и шахта размером в свету  $4,5 \times 4,5$  м после первого набора палей будет иметь сечение не более  $4,5 \times 4,0$  м.

Проходка шахты с забивной крепью показана на фиг. 168.

Растягивание венцовой крепи давлением пород представляет собой обычное явление при проходке шахты в том случае, если крепление венцов скобами производится небрежно или отстает. Обычно в практике шахты, независимо от их размеров, крепятся лесом одинаковой толщины (если нет недостатка в лесе). Теоретически же толщину венцовой крепи можно определить, исходя из соображений, что давление на стенки шахты создается некоторым конусом породы, имеющей коэффициент трения  $f = \operatorname{tg} \varphi$ . Обычно величина  $\operatorname{tg} \varphi$  соответствует коэффициенту крепости данной породы. Тогда давление на  $1 \text{ см}^2$  стенки шахты (фиг. 169) равно:

$$p = \delta H \operatorname{tg}^2 \frac{90 - \varphi}{4},$$

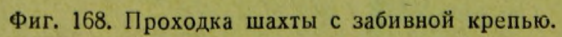
где:

$\delta$  — плотность пород, равная в среднем 2,5 ( $1 \text{ см}^3$  породы весит 0,0025 кг);

$\varphi$  — угол, который для водоносных наносов может быть с достаточной точностью принят в  $30^\circ$ ;

$H$  — глубина рассматриваемого места ствола шахты от поверхности, см.







Обычно для расчета берется полная глубина шахты, и найденное значение  $p$  принимается для определения толщины леса на всем погоне шахты. Необходимая толщина леса для венцового крепления определяется по формуле:

$$d = 0,9a \sqrt{\frac{p}{K_b}},$$

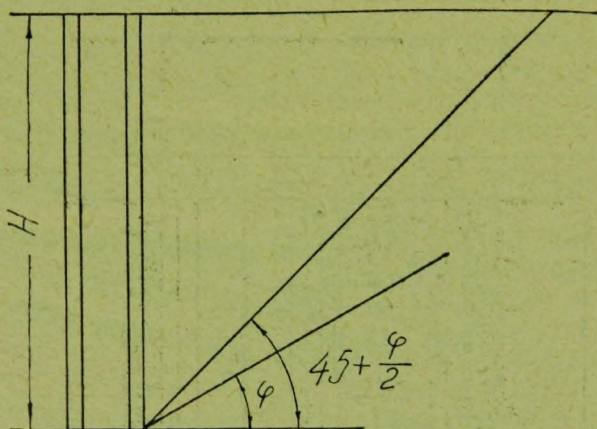
где:

$d$  — толщина крепления, см;

$p$  — давление на  $1 \text{ см}^2$  наружной поверхности шахты;

$a$  — наибольший пролет в венце, не подпертый вандрутами с иглами;

$K$  — прочное сопротивление материала крепления на изгиб — для сосны  $60 \text{ кг/см}^2$ , для лиственницы —  $80 \text{ кг/см}^2$ .



Фиг. 169. Схема распространения давления пород на шахтную крепь.

По этому расчету толщина леса для неглубоких шахт получается очень незначительной. У нас обычно крепят более чем прочно. В американской практике в сухих грунтах или в плотных наносах с небольшим притоком употребляется лес толщиной 13—15 см.

В вечноммерзлых шахтах, относительно которых, по проекту эксплуатации, следует ожидать в последующем естественной оттайки, крепление должно быть рассчитано как для талого грунта.

В случае применения не сплошной венцовой крепи, а крепления на бабках круглым лесом толщина крепежного леса определится из выражения:

$$d = \sqrt[3]{\frac{4pla^2}{\pi K_b}},$$

где обозначения те же, что и в предыдущей формуле, а  $l$  — длина бабки в сантиметрах.

При проходке шахт в плавучих породах особенно следует остерегаться образования пустот за стенками шахт, так как это



очень быстро поведет к разрушению сруба вследствие возникновения динамических нагрузок на крепь при падении валунов или масс породы. Поэтому образовавшиеся за срубом, вследствие выноса породы, пустоты тщательно заполняются обрубками леса, дровами и прочим материалом. Для забучивания пустот за венцовой крепью расходуется на 1 м<sup>3</sup> забученного пространства (в мокрых работах) 0,40—0,60 рабочих дней крепильщиков.

При проходке в неустойчивых породах подводной крепью процесс венцового крепления является одним из элементов комплексного процесса углубки и выполняется теми же работниками параллельно с проходкой. В устойчивых породах и вечной мерзлоте процесс венцового крепления можно отделить от проходки и вести его самостоятельно. Выполняется этот процесс обычно теми же проходчиками, так что на время крепления проходка должна приостанавливаться.

Вандрутное крепление ставится независимо от венцовой крепи и выполняется теми же проходчиками, так как на время постановки вандрутов проходка прекращается.

Заготовка всех видов крепи производится на поверхности плотниками. Для заготовки сплошного венцового крепления из круглого леса при соединении ласточкиным хвостом на 1 м<sup>3</sup> древесины сруба требуется плотников 1,8 ф; аналогичное количество рабочей силы необходимо и на изготовление 1 м<sup>3</sup> основных венцов.

Для установки в шахте этого вида крепления требуется на 1 м<sup>3</sup> древесины сруба крепильщиков 1,6 ф.

Для установки в шахте основного венца требуется крепильщиков или проходчиков на 1 м<sup>3</sup> древесины:

при готовых лунках . . . . .	6,5 ф.
с изготовлением лунок . . . . .	9,5 ф.

Для заготовки на поверхности вандрутов с гладким торцом и с выделкой пазов для загонки игол необходимо плотников на 1 м<sup>3</sup> древесины:

из готовых брусев . . . . .	3,0 ф.
с выделкой брусев . . . . .	5,3 ф.

Для установки вандрутов и игол в шахте (без спуска леса с поверхности) требуется на 1 м<sup>3</sup> древесины крепильщиков или проходчиков:

в сухих шахтах . . . . .	3,0 ф.
в мокрых . . . . .	4,5 ф—7,0 ф.

Для заготовки вандрутных игол на поверхности с выделкой шипов на 1 м<sup>3</sup> древесины игол требуется плотников или крепильщиков 1,8 ф.

Расход рабочей силы на крепление шахт (практика Лены) приведен в табл. 76.



## Расход рабочей силы на крепление шахт

Наименование шахты	Общая глубина шах- ты, м	Глубина рудничного двора, м	Сечение шахты в чи- стоте, м <sup>2</sup>	Сечение шахты в про- ходке, м <sup>2</sup>	Поставлено на 1 пог. м глубины крепежного леса		Израсходовано рабочих дней на:				
					вандру- тов и игол	венцо- вой кре- пи	приготовление 1 м <sup>3</sup>			установку 1 м <sup>3</sup>	
							вандрутов	игол крепи	венцовой крепи	венцовой крепи	вандрутной крепи без спуска
з м <sup>3</sup> плотной массы											
Шахта № 8 Маловарваринского прииска (мерзлота) . . . . .	20	17	4,0×4,0	4,30×4,30	1,65	3,40	5,2	2,85	2,95	14,7	4,3
Шахта № 9 Маловарваринского прииска (мерзлота) . . . . .	18	15	4,0×4,0	4,30×4,30	1,60	3,55	4,1	2,55	2,40	10,3	3,8
Шахта № 5 Мих.-Николаевского прииска (талики с притоком) . .	22	16	4,0×4,0	4,30×4,30	1,65	3,75	4,95	2,80	2,80	Подводная	6,45
Шахта № 6 Мих.-Николаевского прииска (талики с притоком) . .	20	17	4,0×4,0	4,30×4,30	1,75	3,90	4,65	2,70	2,78	Подводная	10,0
Шахта № 1 Успенского прииска (талики с притоком) . . . . .	70	65	4,0×5,0	4,30×5,30	1,82	4,30	4,60	2,65	2,60	Подводная	10,5
Шахта № 8 Каменистого прииска (талики с большим притоком) . .	44	40	4,0×5,0	4,30×5,30	1,86	4,30	4,65	2,80	2,75	Подводная	13,0



Объем крепежной древесины, идущей на крепление 1 м³ шахты при проходке, составляет от 0,26 до 0,4 м³ древесины на 1 м³ объема шахты в проходке. Это иллюстрируется данными табл. 77, в которую сведен фактический материал многих наблюдений.

Таблица 77

Объем древесины, идущей на крепление 1 м³ объема шахты

Сечение шахты, м²	2,2×3,2=7,04	2,2×4,2=9,25	3,2×4,2=13,50	4,2×4,2=17,65	4,2×5,3=22,25
Объем древесины вандрутного крепления, м³ . . . . .	0,085	0,08—0,85	0,07—0,08	0,06—0,07	0,05—0,06
Объем древесины сруба, м³ . .	0,25	0,24	0,23	0,20—0,21	0,18—0,19
Общий объем древесины, м³ . . . . .	0,335	0,32—0,325	0,30—0,31	0,26—0,28	0,23—0,25

Общее количество рабочих по шахте, занятых на креплении (со спуском леса), на устройстве полков и пр., составляет на 1 м³ шахты:

на заготовке сплошной венцовой крепи . . .  $N = \frac{1,8}{f}$   
(при  $f = 1,5, N = 1,2$ );

на установке крепления в шахте . . . .  $N = \frac{0,60 \sqrt[3]{H}}{f \cdot \sqrt{S}}$ .

Для шахт, которые крепятся подводной крепью, расчет рабочей силы по этой формуле невозможен, так как венцовое крепление с проходкой рассматривается в этом случае как комплексный процесс, и подсчитывать следует лишь число крепыльщиков на вандрутке шахты, которое колеблется между значениями:

$$N = \frac{0,25 \sqrt[3]{H}}{f \sqrt{S}} \quad \text{и} \quad N = \frac{0,40 \sqrt[3]{H}}{f \sqrt{S}}.$$

При креплении шахт в мерзлоте  $f$  то же, что и для грунта в талом состоянии.

**Стоимость крепления** весьма разнообразна, так как представляет собой комплексную величину, состоящую из стоимости крепежного леса, стоимости рабочей силы на заготовке и установке крепления и содержания водоотлива и подъема во время крепления. Все эти элементы весьма резко изменяют свою величину в зависимости от местных условий.



## Проходка не

## глубоких шахт

	А л д а н с к и й			
	шахта № 1	шахта № 2	шахта № 3	шахта № 4
Сечение в проходке, м . . . . .	4,2×4,2	4,2×4,2	4,2×4,2	4,2×4,2
Глубина, м . . . . .	9,36	9,20	10,1	9,85
Подъем . . . . .	Валко- вый	Валко- вый	Валко- вый	Ручной
Водоотлив . . . . .	Сухие талики	Водоот- лив пуль- зометром	Волглая мерзлота, сухие та- лики	То же
<b>Расход рабсилы на 1 пог. м при 6-ча- совом рабочем дне:</b>				
проходчики, запальщики, вандрутчики .	52,3	61,4	54,1	51,0
воротковые на под'еме . . . . .	17,2	19,6	17,8	18,5
плотники на заготовке крепи . . . . .	15,0	16,4	14,0	14,8
подвозка материалов и пр. . . . .	—	—	—	—
Итого рабсилы . . . . .	92,4	103,2	96,8	93,1
То же, на 1 м³ проходки . . . . .	5,25	5,90	5,50	5,30
<b>Расход лесных материалов на 1 пог. м, м³</b>				
а) на венцовую крепь . . . . .	3,8	3,9	3,8	3,7
б) на вандрутное крепление . . . . .	0,95	0,98	0,93	0,97
Итого лесных мате- риалов . . . . .	4,75	4,88	4,73	4,67
На 1 м³ проходки . . . . .	0,270	0,275	0,268	0,265
<b>Расход лесных материалов на установку рудничного двора шахты на 1 пог. м</b>				
шахты, м³ . . . . .	0,28	0,34	0,30	0,29
На 1 м³ объема двора, м³ . . . . .	0,016	0,019	0,017	0,016
Пиломатериалов (досок и теса) на 1 пог. м, м³ . . . . .	0,68	0,74	0,73	0,71
То же, на 1 м³ . . . . .	0,038	0,042	0,042	0,041
<b>Динамита:</b>				
на 1 пог. м, кг . . . . .	2,8	2,3	4,8	5,3
на 1 м³, кг . . . . .	0,16	0,13	0,27	0,30

р а й о н				Л е н с к и й р а й о н			
шахта № 5	шахта № 6	шахта № 7	шахта № 8	шахта № 1	шахта № 2	шахта № 3	шахта № 4
4,2×4,2 9,30 Ручной	4,2×4,2 11,0 Ручной	4,2×4,2 10,75 Ручной	4,2×4,2 10,00 Ручной	5,2×3,25 29,7 Конный	5,2×3,25 29,7 4-конный	5,2×3,2 27,5 2-конный	2,8×4,3 16,4 2-конной
То же	Талики с неболь- шим при- током	То же	То же	Безвод- ные та- лики	Мерзлота и талики	Мерзлота	Мерзлота
50,6 18,0	56,6 18,9	54,3 18,1	50,1 16,8	46,0 15,0+18 лошадей (скрепл.) 14,0	65,0 15+15	84,0 13+13	— 76
13,8 —	17,0 —	16,0 —	14,1 —	—	11,0 —	11,0 —	8 —
91,8	99,1	96,6	93,1	84+18 лошадей	91+15 лошадей	108+13 лошадей	84
5,20	5,63	5,50	5,30	5,09+0,11 лошадей	5,46+0,09 лошадей	6,5+0,08 лошадей	7,0
3,5 0,98	3,8 1,00	3,9 1,03	3,9 1,05	— —	— —	— —	— —
4,48 0,254	4,80 0,272	4,93 0,278	4,95 0,278	4,91 0,295	4,86 0,293	5,10 0,313	— —
0,28 0,016	0,35 0,020	0,34 0,019	0,34 0,019	0,42 0,025	0,48 0,029	0,63 0,038	— —
0,69 0,038	0,75 0,042	0,73 0,041	0,72 0,041	— —	— —	— —	— —
5,0 0,28	2,0 0,11	2,1 0,12	2,4 0,14	— —	9,1 0,55	— —	— —



## Проходка шахт в

Характеристика проходки	Шахта № 1 1924 г.	Шахта № 2 1924 г.	Шахта № 3 1932 г.	Шахта № 4 1933—1934 г.
Глубина, м . . . . .	20,1	22,6	41,60	42
Сечение, м . . . . .	4,2×4,2	4,2×4,2	4,2×4,2	Первые 15 м: 5,25× ×4,2, оста- льные: 4,2× ×4,2
Характер грунта . . . . .	Талики		Талики	
Коэффициент крепости, f . .	0,4—1,5	0,8—1,5	0,8—1,5	0,4—1,5
Характер под'ема . . . . .	До 10 м— валковый, затем элек- трический	До 8 м—вал- ковый	Электрический	
Тип водоотлива . . . . .	То же	Электриче- ский	С и ф о н н ы й	
Приток воды, л/мин. . . .	3 000 макси- мально	3 000 макси- мально	2 500	4 500 макси- мально
Расход рабсилы на 1 пог. м проходчиков, крепиль- щиков . . . . .	97	68	62	89
Рабочих на заготовке кре- пи и водоотливе (без ко- тельного помещения) . .	40	27	24	21
Прочих . . . . .	43	12	13	33
В с е г о . . . . .	180	95	81	143
Рабочих на 1 м³ проходки	10,2	5,4	4,6	8,0
Лошадей на 1 пог. м про- ходки . . . . .	12	5	Сведений нет	
Расход крепежного леса (в 1 м³ плотной древесины) на 1 м³ проходки (сруб, вандруты и дворовая рама) . . . . .	0,28	0,27	0,274	0,265
Пиломатериалов . . . . .	0,028	0,025	0,022	0,031
Итого на 1 м³ про- ходки . . . . .	0,308	0,295	0,306	0,296

## Ленском районе

Шахта № 5 1933—1934 г.	Шахта № 6 1915 г.	Шахта № 7 1915 г.	Шахта № 8 1915 г.	Шахта № 9 1915 г.	Шахта № 10 1933 г.
55 (неоконч.) 4,2×4,2	40,25 5,25×4,2	40 4,2×3,2	32,0 5,2×4,2	36,0 4,2×3,2	54,5 4,2×4,2
Т а л и к и				Частью та- лики, частью мерзлота	Талики
0,8—1,5 Электричес- кий	0,4—1,5 Механичес- кий, элек- трический	0,6—1,5 Конный	0,6—1,5 Э л е к т р и ч е с к и й	1,0—1,5	0,4—1,5
Сифонный	Паровой	П а р о в о й			Сифонный
2 000	2 500—3 500	До 2 000	До 3 500—4 000	До 6 500	1 500
81	86	74	89	66	97
23 18	70 34,0	10 23,0	64 35,0	12 21,0	14 19
122	190,0	107,0	188,0	99,0	130
7,0	8,6	8,3	8,5	7,7	7,3
Сведений нет	29,0	16,0	19,0	14,0	Сведений нет
0,270 0,027	0,39 0,030	0,29 0,032	0,15 0,036	0,30 0,031	0,265 0,024
0,297	0,420	0,322	0,186	0,331	0,289



Для случаев общих расчетов при проектировании шахт для районов 1-й категории можно принять следующие величины основных элементов для различных условий (табл. 80).

Основные элементы для общих расчетов проектирования

Стоимость проходки 1 м <sup>3</sup> шахты глубиной 25—35 м	Коэффициент крепости износов и условия работ						
	f до 0,5, приток воды свыше 1500 л/мин, нали- чие прослой- ков плавуче- сти до 3 м	f=0,5—1,0, приток воды свыше 1500 л/мин, нали- чие прослой- ков плавуче- сти до 3 м	f=0,5—1,0, приток во- ды до 1500 л/мин, плавуче- сти нет	f=1,0—1,5 приток во- ды свыше 1500 л/мин, наличие не- значитель- ных прослой- ков плавуче- сти	f=1,0—1,5, приток во- ды до 1500 л/мин, плавуче- сти нет	f=1,0—1,5 грунт сухой или сырой	f=3,0—5,0 вечная мер- злота (бу- рение руч- ное)
Средний расход рабочей силы: проходчиков, крепильщиков, рабочих на подеме (без машинистов) . . .	7,0—8,0	3,0—5,0	2,5—4,0	2,5—3,5	2,0—3,0	1,50—1,90	1,90—3,20
Полное количество рабочих всех категорий (без содержания котельного помещения и котлов при паровом водоотливе) . . . . .	10,0—12,0	5,0—8,0	4,0—7,0	3,5—4,5	3,2—4,0	2,25—2,5	4,5—5,75
Расход крепежного леса в 1 м <sup>3</sup> плотной массы . . . . .	От 0,230 м <sup>3</sup> —для шахт большого сечения до 0,335 м <sup>3</sup> —для шахт малого сечения						
Расход пиломатериалов, м <sup>3</sup> . . . . .	От 0,016 м <sup>3</sup> —для шахт большого сечения до 0,38 м <sup>3</sup> —для шахт малого сечения						
Расход взрывчатых материалов, кг .	0,020—0,005	0,05—0,10	0,10—0,25	0,10—0,35	0,10—0,35	0,10—0,35	0,50—0,85



В табл. 78 даются фактические величины технических показателей, наблюдавшиеся при проходке неглубоких шахт на Алдане и Лене в период до 1932 г. Для условий стахановской организации труда приведенные в этой таблице цифры расхода рабочей силы уже не являются характерными. В современных условиях организации труда цифры расхода рабочей силы на 1 м<sup>3</sup> проходки меньше, примерно, в среднем на 25—30% против приведенных в табл. 78 для аналогичных условий.

В табл. 79 даются фактические величины технических показателей, наблюдавшиеся при проходке глубоких шахт в Ленском районе.

Эти величины близки и к тем величинам, которые достигаются при стахановской организации труда, так как принципы разделения труда захватывают лишь незначительные операции в сложном комплексе работы при углубке шахт с притоком воды.

## **§ 16. ПРОХОДКА ОСНОВНЫХ ШТОЛЕН, ШТРЕКОВ, КВЕРШЛАГОВ И НАКЛОННЫХ ШАХТ**

В вопросе проходки штольнообразных выработок и наклонных шахт следует различать три случая: 1) проходку в безводных таликах с устойчивой кровлей; 2) проходку в водоносных, слабых грунтах с неустойчивой кровлей; 3) проходку в вечной мерзлоте и коренных породах.

Организация работ в первых двух случаях раньше строилась по принципу параллельного выполнения забойной бригадой рабочих всего цикла заданных работ: отбойка, бурение, отпалка, крепление и откатка. В случае откатки на большое расстояние — свыше 100—150 м — откатка обычно выделялась в самостоятельный процесс, выполняемый специальной бригадой откатчиков.

В третьем случае работа организовывалась так же, как в первых двух случаях, или же (что рациональней) она производилась бригадами рабочих различной специальности по принципу чередования отдельных циклов работы. В этом случае обычно выделялись следующие циклы: бурение и отпалка, разборка и откатка, крепление.

В условиях стахановской организации труда проходка штолен, штреков, квершлагов и наклонных шахт во всех случаях, за исключением проходки в неустойчивых, водоносных грунтах с неустойчивой же кровлей, производится по принципу разделения труда на основе индивидуальной сдельщины. Однако в отличие от общих принципов проходки штольнообразных выработок, отмеченных выше в § 4, проходка штолен, штреков, квершлагов и наклонных шахт имеет значительные особенности. Эти особенности заключаются в том, что проходка перечисленных подготовительных выработок не может производиться широким фронтом — одновременно в нескольких забоях, как это обычно происходит в очистных штольнообразных выработках. Поэтому и производительность труда при проходке этих основных выработок несколько ниже, чем в эксплуатационных работах.



В основных выработках крепление ставится повышенного сечения, подгоняется тщательней, что также отражается на результативной производительности рабочего.

Отбойка при проходке основных подготовительных выработок в устойчивых или крепких талых наносах осуществляется или вручную, с применением взрывчатых в классах III и IV, или с помощью отбойных молотков (в классах III и IV). В вечной мерзлоте способы отбойки при проходке основных выработок многообразны, а именно:

1. Ручная отбойка с предварительной оттайкой.
2. Ручная отбойка без оттайки с ручным бурением и взрывными работами.
3. Ручная отбойка без оттайки с механическим бурением.
4. Отбойка пневматическим молотком.
5. Отбойка комбинированная с оттайкой и механическим бурением.

6. Отбойка с помощью холодной воды (гидроотбойка). Как правило, решающим фактором при выборе способа отбойки в основных подготовительных выработках является в большинстве случаев время. Ускоренные темпы отработки эксплуатационных площадей в условиях высокой производительности механизированного труда стахановцев требуют, естественно, и максимально быстрых скоростей проходки основных подготовительных выработок. Поэтому при проходке выработок в талых наносах тяжелого типа (III и IV класс) следует всюду, где это представляется возможным, применять механизированную отбойку пневматическими молотками.

В условиях вечной мерзлоты проходка основных подготовительных выработок с предварительной оттайкой пожегами, паром или бутом в настоящее время почти нигде не применяется как метод малоэффективный по скорости ухода выработки.

Рекомендуется в зависимости от характера наносов, полотна и кровли применять или взрывной метод отбойки с помощью механического бурения как метод наиболее эффективный по скорости и наиболее универсальный из всех остальных, или метод гидроотбойки (если этому благоприятствует характер грунта), или, наконец, метод проходки с оттайкой огнеметами, равный по скорости методу гидроотбойки.

При проходке основных выработок в коренных породах в настоящее время применяется метод отбойки с механическим и, гораздо реже, с ручным бурением тупяками.

В условиях применения механических средств отбойки (особенно буровых молотков) забойщик может дать высокий эффект по выдаче породы. В этом случае конечная эффективность отбойки будет целиком зависеть от продолжительности остальных циклов работы — по скорости уборки больших масс породы и скорости крепления. Поэтому организация разборки и откатки породы при проходке основных выработок, особенно в вечной



мерзлоте, с большим объемом взрывных работ является фактором, определяющим продолжительность цикла отбойки, а следовательно, и эффект ухода забоя. Положение осложняется и тем, что при проходке основных подготовительных выработок обычно имеют место значительные расстояния откатки, превышающие 100 м.

В прошлом откатка всегда осуществлялась вручную тачками или вагонетками. В настоящее время при проходке выработок в грунтах, допускающих возможность получения высоких скоростей проходки (вечная мерзлота, коренные породы), начинает распространяться применение механических погрузочных машин типа Эймо, работающих воздухом.

Организация труда при проходке основных подготовительных работ в плотных наносах, мерзлоте и коренных породах строится в основном по принципу чередования циклов отдельных процессов — бурения и отпалки, кайления и разборки, погрузки и откатки, крепления. Законченное разделение процесса проходки на ряд циклов имеет место обычно только при проходке выработок в вечной мерзлоте и коренных работах. Разделение процесса на циклы в талых наносах, особенно в наносах с более или менее слабой кровлей, возможно только при работе забойной бригады одновременно в нескольких забоях, что позволяет до максимума уплотнить рабочее время, разделить труд и дать наивысший эффект работы. Проходка же основных подготовительных выработок обычно исключает возможность организации работ одновременно в нескольких забоях, так как выработка обычно имеет только один забой и, таким образом, создаются условия для неполноценной загрузки каждого звена забойной бригады работой по специальности. Иногда, если имеются близко эксплуатационные выработки или забои вспомогательных штреков, бригаде дается одновременно с основным забоем один или несколько эксплуатационных забоев.

Технология процесса отбойки, бурения и крепления при проходке основных выработок аналогична описанной в § 4 для общего случая работы в штольнообразных выработках по наносам и коренным породам.

Работа по проходке основных выработок в сухих и мерзлых наносах или в коренных породах с притоком воды, но при наличии свободного водостока может производиться не обязательно круглосуточно и не обязательно без перерыва в дни отдыха. Работа может иметь любые перерывы, определенные экономическими или производственными соображениями.

Численный состав бригады при работе в крепких и плотных породах весьма разнообразен и зависит от числа забоев, входящих на бригаду, расстояния откатки, способа отбойки и т. д. При ручной отбойке забойное звено состоит обычно из двух человек: забойщика и подручного, при механическом бурении последнее осуществляется одним бурщиком или бурщиком и подручным.



Количество откатчиков дается в зависимости от способа и дальности откатки и количества откатываемых песков.

**Проходка выработок в неустойчивых породах** со слабой кровлей и притоком воды требует обязательно непрерывной круглосуточной работы без приостановки ее и в дни отдыха, так как перед каждой остановкой забоя требуется его специальное закрепление с полной маскировкой, что резко понижает производительность труда, а в отдельных случаях (при работе в породах с  $f = 0,2 - 0,6$ ) делает скорость проходки равной нулю.

Тем более обязательной является непрерывная форма организации труда в случае искусственного водоотлива.

Организация труда при проходке основных выработок в неустойчивых водоносных породах в отличие от проходки в плотных породах строится по принципу комплексного выполнения всех забойных процессов. В сложном процессе проходки выработок в этих условиях от проходчиков требуется исключительная выдержка, высокая квалификация и большая подвижность. Как правило, при сравнительно небольшом притоке воды возможно выделение в особый процесс работы по откатке. Однако количество породы, получаемой за смену от проходки выработки в водоносных наносах, настолько невелико, что выделение ее откатки в особый процесс теряет смысл и даже понижает эффект работы забойной бригады, у которой часть рабочих имеют иногда незагруженное время, используемое ими для откатки.

Проходка основных подготовительных выработок иногда является единственным рабочим процессом в штольне или шахте. В этом случае только для проходки их и содержатся водоотлив, подъем, откаточные сооружения. При наличии в шахте эксплуатационных работ на проходку основных подготовительных выработок падает лишь часть расходов по содержанию водоотлива, подъема, откаточных устройств и т. д.

Чтобы определить количество рабочих дней, необходимых в условиях стахановской организации труда для выполнения процессов бурения, отпалки, кайления, постановки основного (огнивого) крепления, производства набора забивной крепи, маскировки и проklinки (там, где это нужно), а также для откатки добытой породы на расстояние до 60 м ручным способом, в общем случае на 1 м<sup>3</sup> добытой породы можно воспользоваться следующими формулами:

1. Для работ в устойчивых сухих грунтах с крепкой кровлей, не требующих забивной крепи и маскировки, а также в вечной мерзлоте, с применением ручного бурения,

$$N = 0,85 \frac{f}{\sqrt{S}}.$$

Скорость ухода колеблется в зависимости от крепости грунта от 0,30 пог. м в мерзлоте до 1,40 м в смену в наносах I и II классов.

2. Для работ в вечной мерзлоте с механическим бурением



$$N = \frac{0,33f}{\sqrt{S}}.$$

3. Для работ в устойчивых и в устойчивых сухих грунтах ( $f = 0,8 — 1,5$ ), но со слабой кровлей, требующей применения забивной крепи, или со слабыми верхами, требующими применения значительной маскировки (более одного ряда),

$$N = 1,55 \frac{f}{\sqrt{S}}.$$

Скорость ухода колеблется от 0,50 до 1,0 пог. м в 6-часовую смену.

4. Для работ в слабых и очень слабых наносах с притоком воды ( $f = 0,6 — 0,2$ ), требующих применения полной маскировки, проklinки, пучкования и забивной крепи, потолочной или потолочной и забивной,

$$N = 2,1 \frac{f}{\sqrt{S}}.$$

Скорость ухода колеблется от 0,05 до 0,15 пог. м в 6-часовую смену.

5. При работе в коренных породах с механическим бурением и ручной откаткой до 60 м в сухих забоях

$$N = 0,30 \frac{f}{\sqrt{S}};$$

в мокрых забоях:

$$N = 0,55 \frac{f}{\sqrt{S}}.$$

Выработки в коренных породах при разработке россыпей ведутся в тех случаях, когда проходка основного штрека по россыпи вследствие высокой водоносности и неустойчивости пород россыпи и кровли непроизводительна или даже практически невозможна. В этом случае для предварительного дренажа россыпи в зависимости от профиля долины штрек проходится первоначально в породах, подстилающих россыпь (штрек в бедроке) так, чтобы кровля этого штрека в бедроке была на 1,5 — 3,0 м ниже полотна россыпи. В случае корытообразного сечения древней долины штрек проходится в коренных породах борта россыпи.

Штреки в бедроке и полевые штреки как система вскрытия и подготовки россыпей широко практикуется в водоносных лентских россыпях. Обычно породы, в которых проходятся эти штреки, — метармофизованные песчаники, сланцы, известняки,



серицитово-тальковые сланцы и прочие породы с коэффициентом крепости  $f = 6,8$  и даже 10.

Несмотря на высокую крепость пород, кровля крепится сплошным огненным креплением. Последнее усиливается подхватами толщиной 20—22 см, так как при производстве горных работ над штреком возможно отрывание отдельных глыб и целых масс породы.

Приведенные выше эмпирические формулы для определения необходимого числа рабочих на 1 м<sup>3</sup> даются для случая стахановской организации работ с разделением на циклы и с механическим бурением молотками типа БМ-4, БМ-13, БМ-15, работающих с руки, при ручной откатке.

Американская практика дает значительно более экономный расход рабочей силы и значительно большие скорости ухода, чем это вытекает из приведенных выше формул. Это достигается за счет большей степени механизации процесса работы при строгом чередовании циклов. Механизация идет в следующих направлениях:

1. Механизация бурения путем применения перфораторных блоков, состоящих из трех или четырех перфораторов, монтированных на специальной тележке, передвигаемой к забою на рельсах и раскрепляемой во время бурения в стенки, полотно и кровлю выработки. Это позволяет быстро отработать цикл бурения и отпалки. В практике работ у нас в Союзе такая система организации буровых работ пока не применяется, хотя попытки ее применить делались на Лене.

2. Механизация уборки с помощью погрузочных машин или шахтовых скреперов, что значительно сокращает второй (основной) рабочий цикл — разборку и откатку.

3. Строгое чередование циклов работы: бурение и отпалка, уборка, крепление и настилка путей. В этом случае скорость проходки увеличивается для перечисленных выработок в среднем до двух раз и доходит до 120—150 пог. м в месяц, в зависимости от крепости проходимых пород.

Полное число рабочих, необходимое для проходки основных выработок с выдачей породы на поверхность, производства вспомогательного крепления, водоотлива, вентиляции, варьирует в зависимости от дальности откатки, характера под'ема, наличия и мощности притока воды. В этом отношении следует различать выработки с непосредственным выходом на поверхность (штольни) и с естественным водостоком и выработки с вертикальным или наклонным под'емом и искусственным водоотливом.

Полное количество рабочих, необходимое для проходки штольнообразных капитальных выработок с выдачей породы на поверхность, с креплением и водоотливом для различных условий работы, с учетом всех неизбежных при проходке длинных выработок неполадок и задержек определится на 1 м<sup>3</sup> выработки таким образом:



1. Для работ в устойчивых сухих грунтах, не требующих забивной крепи и маскировки, с проходкой канав, настилкой выкатов, постановкой подхватного крепления — без под'ема наверх:

$$N = 1,4 \frac{f}{\sqrt{S}};$$

$$\left. \begin{array}{l} \text{с ручным под'емом наверх валком при глупине 15 м} \end{array} \right\} \begin{array}{l} N \text{ колеблется от} \\ 1,9 \frac{f}{\sqrt{S}} \text{ до} \\ 2,2 \frac{f}{\sqrt{S}} \end{array}$$

То же с механическим под'емом:  $N$  колеблется в зависимости от расстояния откатки от  $N = 1,6 \frac{f}{\sqrt{S}}$  до  $N = 1,8 \frac{f}{\sqrt{S}}$ .

2. Для работ в вечной мерзлоте с ручной откаткой и ручным бурением соответственно те же значения.

3. Для работ в вечной мерзлоте с механическим бурением, ручной откаткой и механическим под'емом:

$$N = \frac{1 \cdot 10f}{4 \sqrt{S}},$$

без под'ема:

$$N = \frac{0,75f}{\sqrt{S}}.$$

4. Для работ в довольно устойчивых и устойчивых грунтах ( $f = 0,8—1,5$ ), имеющих слабую кровлю, требующую применения забивной крепи, или при слабых верхах, требующих применения (более одного ряда) маскировки—для ручного под'ема и естественного водостока

$$N = \frac{3,7f}{\sqrt{S}}.$$

То же без под'ема:

$$N = \frac{2,5f}{\sqrt{S}}.$$

Для механического под'ема и естественного водостока

$$N = \frac{3,3f}{\sqrt{S}}.$$



Для механического под'ема и искусственного водостока (не считая содержания кочегарки)

$$N = \frac{4,0 f}{\sqrt[4]{S}}.$$

5. Для работ в слабых и очень слабых наносах ( $f=0,2-0,8$ ) с притоком воды, требующих маскировки по всему забою, про- клинки и пучкования—без под'ема:

$$\text{от } N = \frac{3,6 \sqrt[4]{S}}{f} \text{ до } N = \frac{2,8 \sqrt[4]{S}}{f}.$$

Для ручного под'ема и естественного водостока:

$$\text{от } N = \frac{4,2 \sqrt[4]{S}}{f} \text{ до } N = \frac{3,4 \sqrt[4]{S}}{f}.$$

Для механического под'ема

$$N = \frac{3,9 \sqrt[4]{S}}{f}.$$

То же с искусственным водоотливом:

$$N = \frac{4,8 \sqrt[4]{S}}{f}.$$

6. Проходка в коренных породах с механическим бурением и механическим под'емом—

для сухих работ:

$$\text{от } N = \frac{0,70 f}{\sqrt[4]{S}} \text{ до } N = \frac{0,80 f}{\sqrt[4]{S}},$$

для мокрых работ:

$$\text{от } N = \frac{1,25 f}{\sqrt[4]{S}} \text{ до } N = \frac{1,45 f}{\sqrt[4]{S}}.$$

Для определения числа рабочих на проходке наклонных шахт с углом падения до  $20-25^\circ$  нужно пользоваться формулами, которые даются для проходки с под'емом механическим способом или вручную.

В табл. 81 приведены результаты, наблюдавшиеся в практике проходки основных выработок штольнообразного типа и наклонных шахт до развития стахановского движения.



## Практические величины элементов проходки штольнообразных выработок

Наименование шахт	Сечение, м <sup>2</sup>	Производительность в сутки, пог. м	На 1 пог. м приходится рабоч. дней (без рабочих подъема и водоотлива)		Расход крепящего леса на 1 пог. м плотной массы, м <sup>3</sup>	Расход взрывчатых материалов на 1 пог. м, кг
			всего	в том числе проходчи- ков		
Ленинское управление Лензолото						
81л 73В; f = 1,0 сухой . . . . .	3,25×2,50	3,25	10,9	8,2	1,75	0,120
2В 146П; f = 1,0, откатка 300 м, вода . . . . .	3,25×2,50	1,60	27,9	14,0	1,98	0,560
2В 82П; f = 1,0, с водой . . . . .	3,25×2,50	0,85	30,9	23,8	2,01	0,420
2В 960; f = 1,0—0,8, со слабой водой и откаткой 250 м. . . . .	3,25×2,50	1,78	37,0	11,3	2,04	0,650
2В 40П; f = 0,8, с водой; низа— скала . . . . .	3,25×2,50	0,73	48,6	27,5	2,06	1,360
11В 167Л; f = 0,6, верха и сере- дина—0,4; низа—скала . . . . .	3,25×2,50	0,57	82,8	41,5	2,08	1,280
Артемовское управление Лензолото						
Шахта № 8 Каменистого при- иска, передовой, 1933 г.; f=1,0, с водой; низа—скала . . . . .	2,50×2,50	0,95	45,8	21,8	1,88	0,650
Шахта № 8 Каменистого прииска, передовой, 1934 г.; f = 1,0 с во- дой; низа—слабая скала . . . . .	2,50×2,50	7,85	44,8	20,6	1,93	0,320
Шахта № 2 Успенского прииска, передовой, 1933 г.; f=1,0 сверх- огнив; f = 0,6; вода; полотно— скала . . . . .	2,50×2,50	0,73	45,2	22,3	1,92	0,690
Шахта № 2 Успенского прииска, передовой, 1934 г.; условия те же . . . . .	2,50×2,50	0,72	49,4	25,8	1,98	0,640
Шахта № 8 Каменистого прииска						
Штрек в бедрокe: f = 6—7, при- ток воды 1 500—3 000 л/мин; ручная откатка до 400 м. . . . .	2,0×2,0	1,30	38,8	11,6	0,88	6,200
Шахта № 2 Успенского прииска, штрек в бедрокe, f = 6—7; условия те же. что и в шахте № 8 Каменистого прииска . . . . .	2,0×2,0	1,45	27,9	10,1	0,82	6,600

Примечание. Величины f даны для грунтов в нормальном их состоянии, т. е. для грунтов сухих.



## § 17. ОПРОБОВАНИЕ

Опробование в процессе эксплуатации россыпей подземным способом является одним из важнейших рабочих процессов, от качества выполнения которого зависит полнота выемки песков и правильность разработки россыпи. Основная задача опробования заключается в точном определении границ промышленного контура россыпи в пределах шахтного поля, а в случаях неравномерного распределения металла по площади — в точном определении границ непромышленных участков внутри поля. В первом случае оно имеет целью не допустить хищнической эксплуатации и потери промышленно-ценных песков, во втором — предотвратить извлечение заведомо нерентабельной породы и, следовательно, непроизводительные расходы.

Процесс опробования россыпи распадается на три совершенно отдельные стадии, обычно выполняемые различными категориями работников службы эксплуатации.

Первая стадия — взятие пробы, вторая — промывка пробы и третья — математическая обработка результатов промывки пробы с учетом всех факторов, влияющих на точность опробования.

Первая стадия — взятие пробы — имеет целью не только определение содержания в россыпи по забоям, но и установление распределения золота по вертикали от верхней к нижней грани забоя. Отсюда вытекает основное правило опробования: проба должна быть взята по отдельным слоям (частям) забоя, с отдельным выделением проб полотна и кровли (выше огнив).

Разделение россыпи по слоям производится двояко: или забой делится на три равные части и, кроме того, отдельно берутся пробы полотна и сверж огнив, или, помимо проб полотна и кровли, забой разбивается на неравные части. Так как опробование имеет целью определить возможно точно вертикальную мощность пласта, то второй способ надо признать более правильным, так как при равном распределении забоя на участки для опробования верхняя часть может быть обогащена за счет средней части и дать, таким образом, неверные показатели распределения золота. Практикой выработано следующее распределение слоев по высоте забоя:

низа . . . . .	40—60 см,
верха . . . . .	20—30 „
середина . . . . .	остальное,

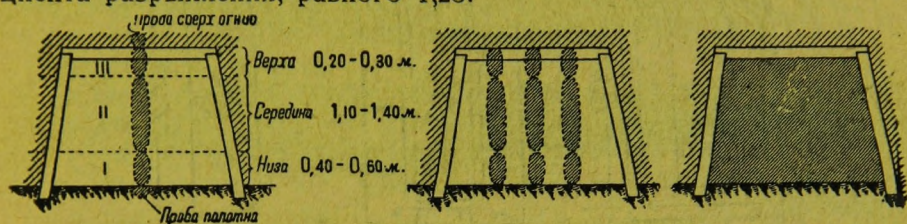
что при высоте забоя 2,0—2,3 м составит 1,10—1,40 м (фиг. 170).

Проба по забоям берется бороздой снизу вверх (а не наоборот), причем борозду необходимо делать возможно глубже. Забой, предназначенный к опробованию, подбирают по отвесу и предварительно зачищают и обметают.

Измерение пробного материала может быть объемным или весовым. В первом случае для получения правильного результата опробования каждый раз необходимо определить коэффициент разрыхления для данного материала, который неодинаков



для различных грунтов. Во втором случае коэффициент разрыхления учитывается весом породы. На практике весовой метод исчисления пробы обычно всегда предпочитался объемному. Однако его осуществление обычно всегда сводилось к тому, что вес эндовы определенного объема принимался равным некоторой постоянной величине (например, вес эндовы емкостью  $0,02 \text{ м}^3$  породы в разрыхленном состоянии считался равным  $32 \text{ кг}$ ) и весовой метод сводился, таким образом, практически к объемному. Поэтому, поскольку определение веса  $1 \text{ м}^3$  породы в каждом отдельном случае представляет собой задачу непростую, в качестве метода опробования принимают метод объемный. В этом случае для взятия пробы приспособляют сосуды — эндовы (фиг. 171), емкость которых должна быть рассчитана на некоторый объем породы в массиве с учетом среднего коэффициента разрыхления. Наиболее распространенной эндовой является железная, вместимостью  $0,02 \text{ м}^3$  песков в массиве с учетом коэффициента разрыхления, равного  $1,25$ .



Фиг. 170. Схема производства опробования по забоям.

Гораздо более важное значение для точности опробования, чем правильное определение коэффициента разрыхления, имеет учет каменистости россыпи. Обычно при взятии пробы борозда располагается таким образом, чтобы не затронуть крупных камней (валунов). В скалистых низах в пробу сплошь и рядом попадает только примазка по трещинам скалы. Такое опробование может быть весьма неточным. Известны случаи совершенно неверных выводов, сделанных на основе подобного рода опробования, произведенного без учета каменистости и скалистости забоев, несмотря на то, что последняя составляла от  $25$  до  $50\%$  породы забоя.

При опробовании в пределах промышленной части россыпи точность определения среднего содержания по забоям не имеет особого значения, так как в данном случае основным моментом является определение содержания металла в низах и верхах забоя и сверх огнив. Однако при определении границ промышленного участка точность пробы приобретает исключительное значение, ибо от нее зависит все последующее направление работ. Поэтому опробование бортовых забоев производится гораздо полнее и сложнее, чем текущее опробование по шахте.

Полученное в результате промывки проб золото взвешивается отдельно для каждой пробы: низ, середина, верх, полотно забоя и выше огнив.



Вычисление среднего содержания производится по формуле:

$$p = \frac{P_1 m_1 + P_2 m_2 + \dots + P_n m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n} \cdot \frac{A}{a},$$

где:

$p$  — среднее содержание, г/м<sup>3</sup>;

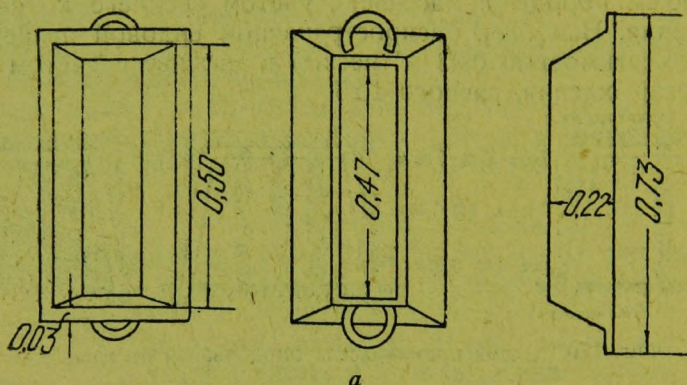
$P_1, P_2, P_3, P_n$  — количество намытого золота из пробы, г;

$m_1, m_2, m_n$  — мощность каждого отдельного слоя пробы;

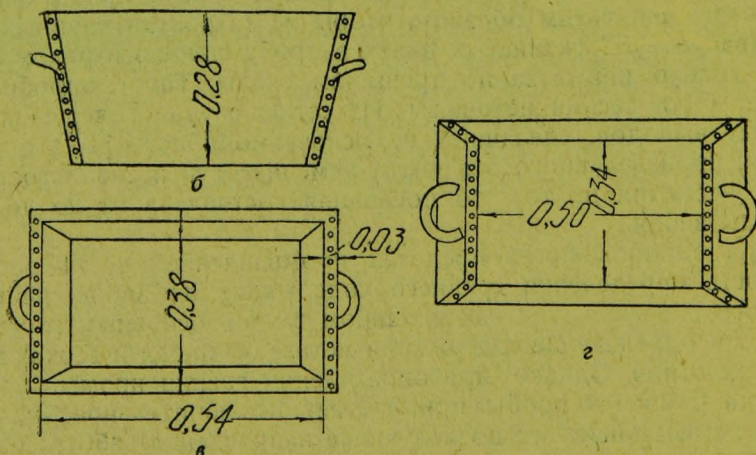
$A$  — объем единицы измерения или вес единицы объема, на который рассчитывается содержание;

$a$  — объем или вес пробы.

Ендова емкостью 40 кг



Ендова емкостью 80 кг



Фиг. 171а, б, в и г. Типы ендовок для взятых проб.

Для случая, когда забой делится на три равных по мощности части (низа, середина, верха), формула приобретает вид:

$$p = \frac{P_1 + P_2 + P_3}{3} \cdot \frac{A}{a} \text{ г/м}^3.$$



Вычисленное по этой формуле содержание должно быть исправлено на определенный для каждого данного случая коэффициент каменности забоя. Полученная величина будет характеризовать среднее содержание металла по забою.

Проба полотна и сверх огнив обычно в подсчет содержания не входит, так как эти пробы являются контрольными для высоты забоя. В том случае, если они дают промышленное содержание металла, высота забоя немедленно исправляется, что и найдет отражение в последующем опробовании.

Пробы различаются по объему пробного материала на общие, частичные, генеральные, по назначению пробы — на обычные и контрольные.

Частичные пробы берутся непрерывно в процессе эксплуатации шахты. В нарезке и при проходке штреков частичные пробы обычно отбираются не реже, чем через 1,0 м друг от друга. В лентах при очистной добыче обычно берется по одному полному опробованию на каждые 10 м (полотно, низа, середина, верха, сверх огнив) и обязательно не реже, чем через 2,0 м, берутся пробы полотна и сверх огнив (или верхов забоя).

Объем частичной пробы обычно  $0,02 \text{ м}^3$  в массиве на каждую часть забоя.

Общие пробы берутся при опробовании бортов после того, как две частичных пробы подряд дали непромышленное бортовое содержание. Общая проба имеет объем  $0,20 \text{ м}^3$  и берется время бороздами по забою.

Генеральные пробы представляют собой заключительную операцию при борчении россыпи. Объем генеральной пробы обычно составляет  $1 \text{ м}^3$ . Генеральное опробование применяется не только при определении борта россыпи: оно широко распространено как метод опробования эксплуатационных забоев в том случае, когда золото вкраплено в пески в форме небольшого числа крупных зерен, которые не всегда захватываются при частичном опробовании. Генеральная проба берется по всему забою слоем около 5 см.

Контрольные пробы берутся и промываются лицами специального контрольного органа предприятия, наблюдающего за чистотой и правильностью отработки шахт. Контрольные пробы должны быть обязательно взяты после всякой зачистки полотна отработанного отделения, предназначенного для укладки или обрушения. Контрольные пробы заносятся в специальный контрольный журнал, являющийся документом для борчения забоев и закладки выработок.

Среднее содержание по шахтному опробованию обычно более или менее значительно отличается от среднего содержания по промывке и почти всегда бывает ниже последнего. Происходит это по двум причинам. Во-первых, пробы нарезки и пробы бортов по количеству преобладают над пробами при очистной добыче, ибо борта опробуются чаще и тщательней. Таким образом средний результат по шахтовому опробованию а priori должен быть значительно ниже результата по промывке.



Во-вторых, точность опробования в значительной степени зависит от того, насколько правильно определен предельный вес самородков, включаемых в подсчет содержания в пробе. Как правило, определение предельного веса самородков, включаемых в подсчет содержания по пробе, производится в практике условно, без аналитического подхода к этому вопросу. Например, в практике разработки ленских россыпей этот предельный вес самородков принимался в 12 долей (530 мг), хотя никаких оснований к этому не было. Между тем при определении среднего содержания бортовых забоев точность опробования играет исключительное значение для правильного направления работ. С другой стороны, неточность опробования просечек исключает возможность правильного построения планового получения металла из намеченного к отработке на данном отрезке времени участка. В результате совместного влияния обоих факторов в практике ленских работ имели место следующие коэффициенты между данными шахтового опробования и данными промывки (табл. 82).

Таблица 82

**Коэффициенты между данными шахтового опробования  
и данными промывки**

Годы работы	Приисковые управления			
	Накатамин- ское	Светлое	Артемов- ское	Ленинское
1914	2,23	—	—	—
1915	2,46	2,05	—	—
1916	2,51	4,46	—	—
1917	2,33	4,72	—	—
1918	—	3,63	—	—
1919	—	3,31	—	—
1924	—	3,73	3,84	3,41
1925	—	2,86	2,85	3,21
1926	—	1,99	3,58	2,41
1927	—	2,80	2,51	1,83
1928	—	—	2,22	2,91

Таким образом правильная постановка опробования требует, чтобы условия для подсчета содержания были определены для данной россыпи совершенно точно. Единственным способом точного определения предельного веса самородков, которые должны быть включены в подсчет среднего содержания по пробе, является с и т о в о й а н а л и з золота, добытого при эксплуатации данной россыпи.

Из требований правильной постановки шахтового опробования вытекают следующие основные положения для производства опробования:

1. Необходимо забой разбивать по мощности на ряд (не менее трех) слоев неровной мощности — большей для средней части и значительно меньшей для низов и особенно для верхов.



2. Одновременно с пробами по забою необходимо брать пробы полотна и пробы выше огнив.

3. Необходимо при подсчете среднего содержания принимать поправку на каменистость забоя (коэффициент каменистости).

4. Необходимо, чтобы пробный сосуд (ендова) по своему размеру уже учитывал средний коэффициент разрыхления породы.

5. Необходимо предельный вес самородков устанавливать для каждой шахты на основе ситового анализа. Помимо этого, к определенному по пробе среднему содержанию по шахте следует вводить поправочный коэффициент на крупное золото, не входящее в пробу, также определенный на основе ситового анализа.

6. Борчение забоев нужно производить только на основе результатов промывки генеральной пробы объемом  $1,0 \text{ м}^3$ .

7. Опробование выработок нарезки необходимо производить регулярно, не реже, чем через  $1,0 \text{ м}$ .

Недостаточно внимательное и продуманное опробование, а также наблюдающееся местами и совершенно безграмотное производство отдельных операций опробования неизбежно приводят к неверным экономическим выводам и непоправимым ошибкам при эксплуатации.

Промывка проб производится или лотком или лучше на вашгерде. Промывка на лотке, как правило, не рекомендуется, так как не дает гарантированных результатов чистоты промывки пробы.

## **§ 18. ПОСТОЯННЫЕ ВЕЛИЧИНЫ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ РАЗРАБОТКИ**

Сделанное выше описание отдельных элементов работ по разработке россыпей подземным способом позволяет установить некоторые постоянные величины, которые могут быть положены в основу выбора общих вариантов при проектировании систем вскрытия и разработки россыпей подземным и открытым способом (табл. 83).

## **§ 19. СИСТЕМЫ ВСКРЫТИЯ РОССЫПЕЙ**

Вскрыть россыпь, это значит пересечь ее в какой-либо точке и сделать доступной для проведения подготовительных, а затем и эксплуатационных выработок. В некоторых условиях залегания россыпи, характера слагающих и перекрывающих россыпь наносов и степени их водоносности понятие «вскрытия» несколько расширяется, так как пересечение россыпи в одной точке еще не создает условий для возможности проходки подготовительных и очистных выработок. В этом случае вскрыть россыпь — значит пересечь ее в какой-либо точке и пройти некоторые дренажные выработки в коренных породах под россыпью или в ее борту.

Как уже было отмечено выше, все многообразие вскрытия россыпей подземным способом может быть приведено к следующим девяти системам вскрытия:

вскрытие открытой траншеей;



	Районы I категории	Районы II категории	Приме- чание
<b>Руслоотводные каналы</b>			
Стоимость в золотом исчислении 1 м³ объема канавы:			
Узкие каналы:			
Проходка в талом грунте, руб. . . .	1,00	3,10	
Проходка в мерзлоте пожегами, руб.	3,50—5,00	10,0—12,0	
Проходка в мерзлоте взрывами, руб.	1,50	4,20	
Широкие каналы			
Проходка в талом грунте, руб. . . .	1,80—3,30	5,60—7,80	
Проходка в мерзлоте пожегами, руб.	4,30—7,30	12,60—16,80	
Проходка в мерзлоте взрывами, руб.	2,50—4,00	6,70—8,90	
Проходка в талом грунте экскава- торами, руб. . . . .	0,25—0,50	0,45—0,80	
Сплотки			
Лежание на 1 м² по сечению в све- ту в зависимости от ширины, руб.	2,50—8,0	5,0—16,0	Чем ши- ре, тем дешевле за 1 м³
То же, полуподвесные и подвесные, руб. . . . .	9,00—40,0	18,0—80,0	
<b>Капитальные каналы</b>			
Средняя стоимость проходки 1 пог. м канавы на 1 м глубины:			
а) для канав глубиной в головке до 5,0 м, руб. . . . .	4,0—6,0	10,0—16,0	
б) для канав глубиной в головке от 5,0 до 8,0 м, руб. . . . .	6,0—8,5	16,0—22,0	
<b>Стоимость под'ема</b>			
Ручной под'ем воротом 1 м³, руб. .	2,25—4,50	5,80—12,0	Вторая цифра со- ответ- ствует полной произво- дительно- сти под'ема
Одноконный под'ем 1 м³, руб. . . .	0,90—2,70	2,40—8,20	
Пароконный, руб. . . . .	0,90—1,75	2,90—5,50	
Четырехконный, руб. . . . .	0,60—1,85	1,90—5,00	
Паровой под'ем, руб. . . . .	0,60—1,50	1,60—4,50	
Электрический, руб. . . . .	0,23—0,75	0,75—2,10	
Наклонный электрический под'ем бесконечным канатом, руб. . . .	0,23—0,75	0,75—2,10	
То же, конечным канатом, руб. . .	0,35—0,95	1,05—2,70	
Транспортерный, наклонный, руб. .	20,0—0,35	0,45—0,60	



	Районы I категории	Районы II категории	Приме- чание
<b>Стоимость откатки</b>			
<b>Откатка в пределах выемочного поля (с погрузкой породы):</b>			
Ручная в тачках до 80 пог. м дальности за 1 м <sup>3</sup> /м, коп. . . . .	1,0	3,0	
То же от 80 до 160 м, коп. . . . .	0 80	2,45	
То же от 160 до 240 м, коп. . . . .	0,60	2,00	
Ручная в вагонетках до 80 м, коп. .	1,00—2,0	3,25—6,5	
То же от 80 до 160 м, коп. . . . .	0,70	2,20	
То же от 160 до 240 м, коп. . . . .	0,55	1,60	
<b>Откатка ручная в вагонетках за пределами выемочного участка (без погрузки породы):</b>			
Откатка 1 м <sup>3</sup> на расстояние 1 пог. м, коп. . . . .	0,35—0,45	1,20—1,55	
Откатка конная подземная 1 м <sup>3</sup> на 100 м, коп. . . . .	12,0	42,0	
То же поверхностная, коп. . . . .	9,5	32,0	
На каждые 100 м сверх 100 м стоимость откатки увеличивается в среднем на коп. . . . .	4,0	13,0	
<b>Откатка механическая 1 м<sup>3</sup>, перевезенного на 1 км, коп.:</b>			
а) бесконечным канатом подземная . . . . .	80,0	200,0	
б) бесконечным канатом поверхностная . . . . .	65,0	165,0	
в) электровозами (троллейного типа) подземная . . . . .	85,0	230,0	
г) то же поверхностная . . . . .	55,0	130 0	
д) доставка по бремсбергам (поверхностная) . . . . .	95,0	250,0	
е) транспортная подземная . . .	50,0—0,65	110—145	
ж) то же поверхностная . . . . .	45,0—0,58	90—130	
<b>Стоимость углубки шахт</b>			
<b>1 м<sup>3</sup> в проходке (не считая стоимости водоотлива), руб.</b>			
В породах с коэф. крепости f до 0,5	36,2—45,0	90,0—115,0	
То же при f = 0,5—1,0, с притоком воды свыше 1500 л/мин. . . . .	21,6—29,4	50,0—75,0	



	Районы I категории	Районы II категории	Приме- чание
То же с притоком воды до 1 500 л/мин . . . . .	18,0—23,0	45,0—56,0	
То же при $f = 1,0—1,5$ , с притоком воды свыше 1 500 л/мин . . . . .	17,0—23,0	42,0—50,0	
То же при $f = 1,0—1,5$ , с притоком до 1 500 л/мин . . . . .	13,5—18,5	33,0—45,0	
То же при $f = 1,0—1,5$ , без притока	11,0—17,0	27,0—42,0	
То же в вечной мерзлоте . . . . .	16,0—24,0	40,0—60,0	
<b>Стоимость содержания водоотлива</b>			
1 000 л/мин притока на 1 м <sup>3</sup> шахты, руб.:			
а) электрический водоотлив . . . . .	6,0—15,0	14,0—35,0	
б) паровой . . . . .	11,0—38,0	28,0—46,0	
в) сифонный . . . . .	3,0—8,0	7,0—20,0	
<b>Стоимость проходки 1 пог. м штольнообразных выработок, руб.</b>			
(без содержания водоотлива):			
При коэф. крепости $f = 0,5$ . . . . .	396,0—498,0	1 000,0—1 500,0	
При $f = 0,8—1,0$ , с притоком воды . . . . .	264,0—398,0	700,0—1 000,0	
При $f = 1,5$ , с притоком воды . . . . .	232,0—280,0	600,0—720,0	
При $f = 1,0—1,5$ без притока . . . . .	172,0—220,0	450,0—550,0	
В вечной мерзлоте, с механич. бурением . . . . .	114,0—134,0	245,0—310,0	
При проходке штреков в бедроке с притоком воды . . . . .	280,0—240,0	470,0—590,0	
<b>Стоимость водоотлива</b>			
На 1 пог. м проходки штольнообразных выработок, руб.:			
а) электрический . . . . .	От 25,0 до 130,0	70,0—300,0	
б) паровой . . . . .	От 85,0 до 450,0	220,0—1 200,0	



вскрытие отдельными вертикальными шахтами с короткими шахтными полями;

вскрытие отдельными штольнями с короткими шахтными полями;

вскрытие центральными вертикальными шахтами с длинными шахтными полями;

вскрытие центральными вертикальными шахтами и штреками в бедроке;

вскрытие центральными штольнями;

вскрытие отдельными наклонными шахтами;

вскрытие центральными наклонными шахтами;

вскрытие центральными наклонными шахтами со штреками в бедроке.

### **Система вскрытия открытой траншеей**

Эта система заключается в том, что россыпь по простиранию пересекается до полотна открытой траншеей (канавой), которая является выработкой водосточной и откаточной и одновременно служит для устройства в ней подъемного сооружения.

Открытая траншея, вскрывающая россыпь, является продолжением капитальной канавы, которая подводится к нижней грани эксплуатационного полигона в целях создания дренажа грунтовых вод.

Траншея проходится трапециoidalным сечением шириной по полотну обычно 2,5 м в свету, с откосом и креплением, установленным так же, как и для капитальных канав.

После проходки траншея перекрывается на расстоянии 2,25—2,50 м от полотна обычной потолочной (огнيزной) крепью из тонкого леса, укрепляемой на подхватах. Поверх крепи наваливается земля. В результате получается как бы подземный штрек, защищенный от влияния температурных колебаний и осадков и обеспечивающий стабильные условия работы.

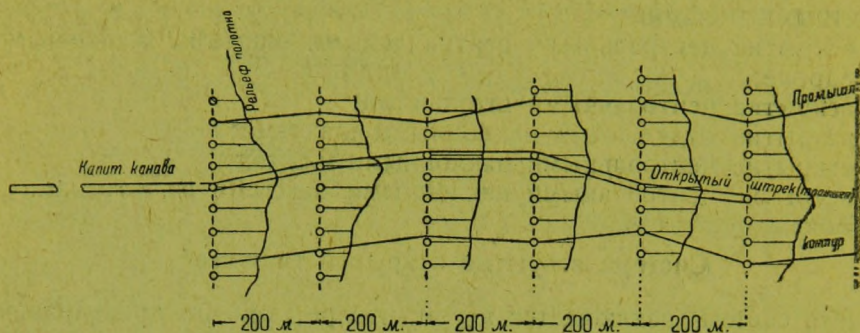
Для спуска и подъема людей и для выдачи на поверхность добытых песков оставляется необходимое количество окон, размеры которых находятся в соответствии с габаритами избранного подъемного оборудования. Расстояние между окнами зависит от принятой системы организации работ и системы разработки и колеблется от 10 м при мелких разработках (старательские артели) до 200—300 м при крупных.

Эта система вскрытия широко применяется при небольшой мощности наносов (до 10 м), особенно если они отличаются значительной водоносностью, затрудняющей проходку шахт и штреков с водоотливом.

Основными преимуществами этой системы вскрытия являются: 1) возможность быстро вскрыть россыпь на всю ее длину по простиранию, особенно при механизации процесса проходки путем применения экскаваторов и канавокопателей; 2) возможность избежать водоотлива, что особенно важно при неглубоких, но очень водоносных наносах; 3) возможность применить наиболее дешевый и производительный транспортерный подъем.



Недостатками этой системы являются: 1) ограниченность сферы ее применения небольшой глубиной наносов и резкое уменьшение выгоды вскрытия в маловодоносных наносах; 2) в сухих наносах этот метод может оказаться совершенно невыгодным.



Фиг. 172. Схема системы вскрытия открытой траншеи.

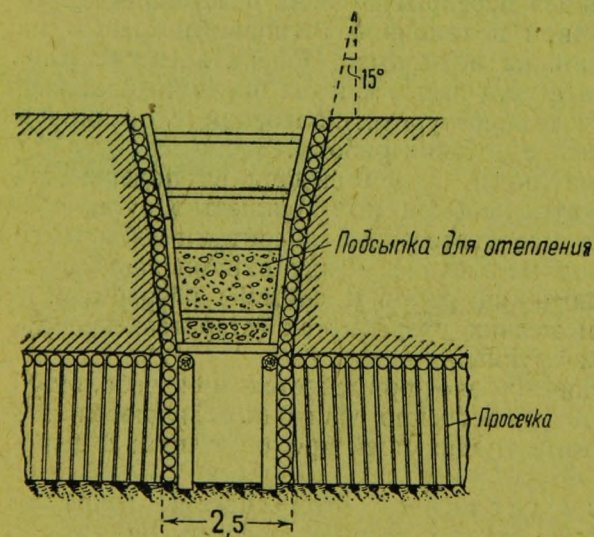
Данная система вскрытия широко применялась в различных золотоносных районах как для разработки площадей средствами небольших старательских артелей, так и для крупных механизированных предприятий.

Траншея должна вскрыть россыпь в наиболее глубокой части профиля, поэтому направление ее задается обязательно по тальвегу россыпи в соответствии с данными поперечных профилей разведки.

Система вскрытия открытой траншеей показана на фиг. 172, 173, 174, 174.

Траншея обычно проходится снизу вверх по россыпи от головки капитальной канавы. Работа ведется послойно, уступами с таким расчетом, чтобы с каждого уступа имелся свободный водосток в сторону капитальной канавы.

При значительном числе рабочих или достаточном количестве



Фиг. 173. Разрез открытой траншеи, пройденной вручную и перекрытой огнивами.

экскаваторов возможно вскрытие этим методом всей россыпи за очень короткий промежуток времени.



Система вскрытия открытой траншеей в отличие от прочих систем вскрытия одновременно со вскрытием подготавливает россыпь к эксплуатации, так как сразу дает готовый штрек. В других системах между вскрытием и началом эксплуатации лежит длительная и сложная стадия подготовительных работ.

Предел выгодности системы вскрытия открытой траншеей в сравнении с системой вскрытия россыпи отдельными шахтами определяется из условия:

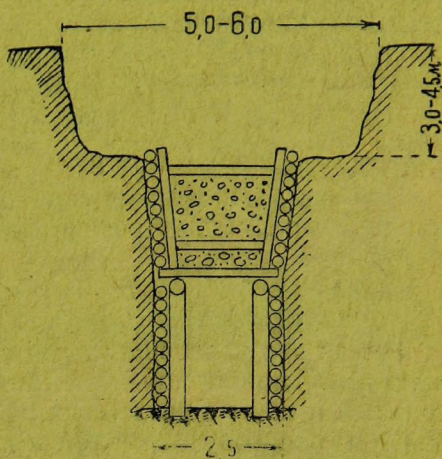
$$\frac{K + s \cdot HL + p_1 qL}{q \cdot L} \leq \frac{K + s_1 H \cdot n + r \cdot l + p_1 qL}{qL},$$

где:

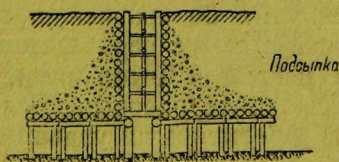
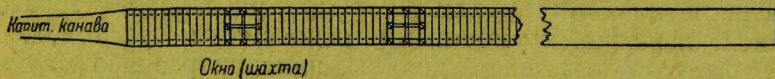
$K$  — стоимость капитальной канавы. Для той и другой системы вскрытия при данной глубине залегания величина  $K$  одна и та же. Этой же величиной  $K$  обозначается и стоимость содержания водоотлива на все время эксплуатации россыпи, если по условиям рельефа долины (очень незначительное падение) сооружение капитальной канавы невыгодно. В этом случае величина  $K$  будет для обеих систем практически также одинаковой;

$s$  — стоимость проходки 1 пог. м открытой канавы крепленого типа глубиной 1 м;

$r$  и  $p_1$  — стоимость под'ема и откатки 1 м<sup>3</sup> песков для той и другой системы вскрытия. Если в обоих случаях предполагается одинаковая система под'ема и откатки, эта стоимость будет одинакова;



Фиг. 174. То же, пройденной частично экскаваторами.



Фиг. 175. План и разрез по оси траншеи.

$L$  — длина россыпи, м;

$q$  — запас песков, приходящийся на 1 пог. м россыпи по пространению, м<sup>3</sup>;



$H$  — глубина залегания россыпи до полотна, м;

$s_1$  — стоимость 1 пог. м углубки шахты;

$n$  — необходимое число шахт для всей россыпи;

$r$  — стоимость проходки по россыпи 1 пог. м штрека.

Рассматривая приведенное неравенство, легко убедиться, что основными факторами, определяющими выбор одной из двух систем вскрытия, являются запас песков в россыпи на 1 пог. м, ее длина по простиранию, абсолютный запас каждого шахтного поля и глубина наносов, включая и пласт.

Стоимость откатки по штрекам значения не имеет, так как в том и другом случае характер и стоимость откатки будут определяться одними и теми же элементами.

Отбрасывая  $K$  как величину, в обоих случаях равноценную, получаем неравенство:

$$\frac{sHL + pqL}{qL} \leq \frac{s_1Hn + rL + p_1qL}{qL}.$$

При одном и том же способе под'ема очевидно, что выражения  $p_1qL$  и  $p_1qL$  будут равны и неравенство примет вид:

$$\frac{sHL}{qL} \leq \frac{s_1Hn}{qL} + \frac{rL}{qL}.$$

Решая это неравенство для различных глубин наносов в соответствии с приведенными выше величинами стоимости проходки траншей и шахт в различных наносах, получаем стоимость вскрытия 1 м<sup>3</sup> запасов песков тем и другим способом.

Одним из преимуществ данной системы вскрытия является возможность организации транспортного под'ема, который служит продолжением горизонтальных транспортеров по штреку. В этом случае экономические выгоды применения этой системы расширяются еще больше, а производительность шахты может достигать 600—800 м<sup>3</sup> в сутки.

Выбор одной из остальных систем вскрытия — штольнями, наклонными или вертикальными шахтами — определяется расположением россыпи относительно тальвега современной долины. Вскрытие штольнями практикуется при разработке террасовых россыпей, перекрытых мощными наносами и расположенных выше тальвега современной долины, или при разработке бортов русловых россыпей из открытых разрезов.

Выгодность вскрытия штольнями по сравнению с вертикальными шахтами определяется расчетом из неравенства, даваемого ниже при разборке системы вскрытия штольнями. Наклонные шахты применяются для вскрытия террасовых или долинных россыпей, расположенных под современными увалами ниже тальвега современной долины.

В основных видах систем вскрытия штольнями, наклонными и вертикальными шахтами, в зависимости от величины шахтного поля, следует выделить ряд отдельных разновидностей, а именно:

1) вскрытие отдельными шахтами или штольнями с короткими шахтными полями;



2) вскрытие центральными шахтами или штольнями с длинными шахтными полями;

3) вскрытие центральными шахтами со штреками в бедроке.

### Система вскрытия отдельными шахтами с короткими шахтными полями

Эта система заключается в том, что россыпь вскрывается шахтами, расположенными на небольшом расстоянии друг от друга и сбиваемыми между собой штреками по россыпи.

Величина расстояния между шахтами зависит от принятого способа откатки и для ручной откатки обычно принимается равной 160—200 м при ширине россыпи 100—60 м. Если считать, что расстояние 80 м является пределом эффективной ручной откатки, то расстояние 160—200 м как раз и есть то расстояние, при котором для различных глубин и условий проходки шахт переплата на дополнительной стоимости за дальность откатки не превышает стоимости углубки новой шахты. Это же расстояние является и средней длиной двухкрылого транспортера. Таким образом при ширине россыпи 60 м, длине шахтного поля 200 м и расположении шахты в центре россыпи будет иметь место такое неравенство:

$$\frac{(1-80)q \cdot m}{2} \leq sH,$$

где:

1—максимальное расстояние откатки, которое в средних условиях не должно превышать 130 м;

q—запас песков на 1 пог. м россыпи, м<sup>3</sup>;

m—величина дополнительной оплаты за дальность откатки 1 м<sup>3</sup>;

s—стоимость углубки 1 пог. м шахты, руб.;

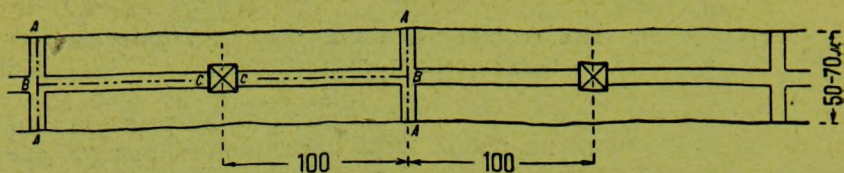
H—глубина шахты.

Система вскрытия отдельными шахтами показана на фиг. 176, 177, 178.

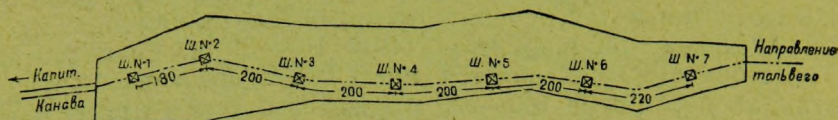
При вскрытии широких россыпей (свыше 100 м) задается несколько рядов шахт, причем граница между шахтами в направлении, перпендикулярном простиранию, не должна, по соображениям откатки, превышать 100 м. Однако расстояние между шахтами не всегда определяется технико-экономическими признаками: в практике существуют многочисленные примеры, когда расстояние между шахтами определяется факторами организационного порядка. Это имеет место при разработке россыпей небольшими старательскими артелями, когда вся россыпь по простиранию делится на ряд равных по запасам песков участков (делян) по числу артелей. При этом каждая артель вскрывает свой участок отдельной шахтой (шурфом), и все шахты между собой сбиваются штреком. В этом случае капитальная канава и прочие выработки общего назначения проходятся коллективно или выполняются предприятием за свой счет. Обычно величина деляны находится в зависимости от количества членов артели и уста-



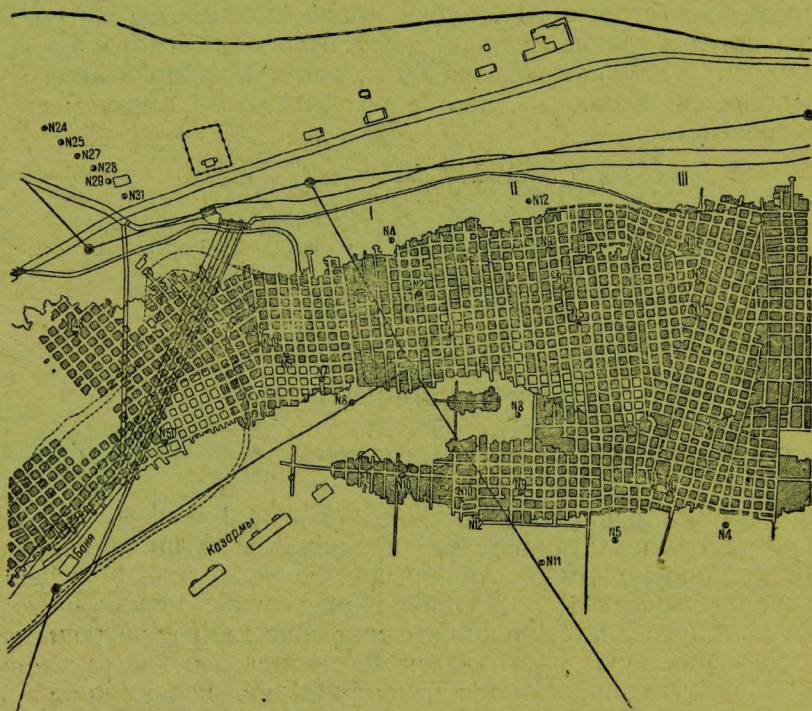
навливается из расчета не менее 1 м на каждого человека. Состав артели меньше, чем в 10 человек, при разработке новых полигонов, как правило, не практикуется.



Фиг. 176. План и разрез по оси траншеи.



Фиг. 177. Схема системы вскрытия отдельными шахтами.



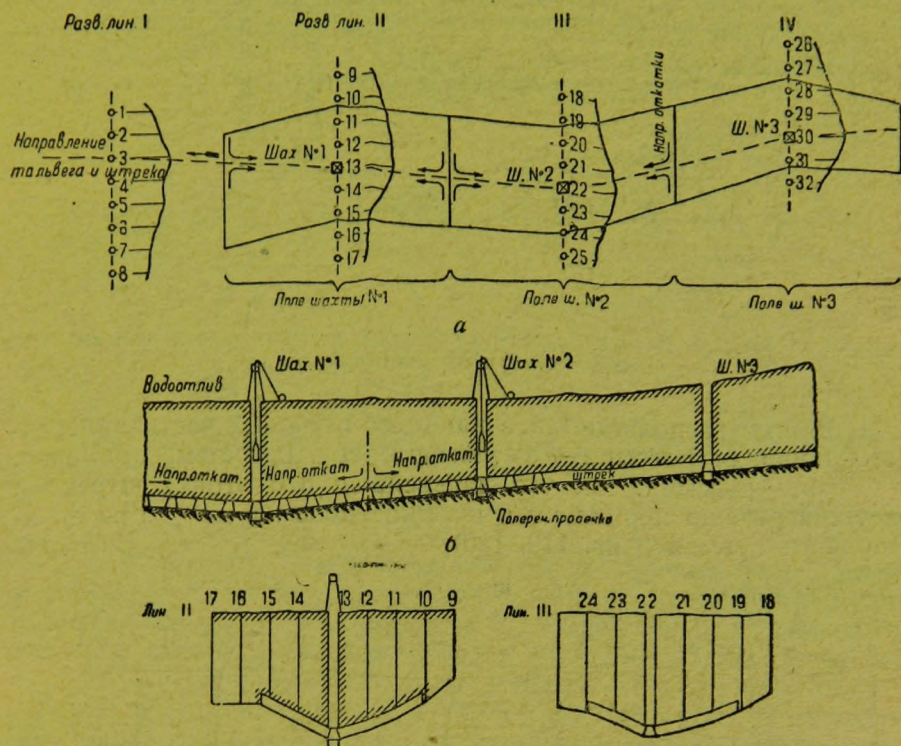
Фиг. 178. План разработок россыпей прииска, вскрытых отдельными шахтами.

Система вскрытия отдельными шахтами может применяться в самых разнообразных условиях залегания россыпей, причем решающими факторами при выборе этой системы являются глубина и степень проходимости наносов, характер подземной откатки и возможная в данных конкретных условиях производительность и подземного рельефа степень ее механизации.



Правая часть неравенства  $\frac{(1-80)q \cdot m}{2} \leq sH$  будет тем больше, чем больше мощность наносов, чем больше глубина шахты, чем труднее проходимость наносов и чем выше стоимость проходки.

Соответственно этому величина  $l$  — дальность откатки — теоретически может быть тем больше, чем больше расстояние



Фиг. 179а, б и в. План и разрез по оси поля, вскрытого отдельными шахтами с двухсторонними полями.

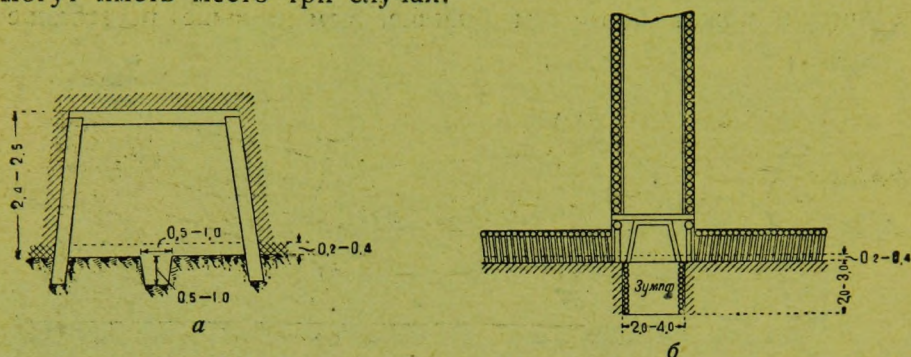
между шахтами. Однако последнее лимитируется соображениями возможной степени механизации откатки как по состоянию технической оснастки предприятия, так и по условиям подземного рельефа. В отдаленных районах добычи, особенно в первое время их эксплуатации, механизация рабочих процессов не всегда возможна, и обычно откатка осуществляется ручным способом, главным образом тачками, независимо от условий подземного рельефа. Поэтому чрезмерное увеличение расстояния между шахтами неизбежно отразится на производительности труда забойных рабочих и мощности шахты.

Это относится также к уже освоенным районам с развитой техникой (например Ленский район), где условия пересеченного подземного рельефа (при разработке террас узких долин) сплошь и рядом исключают возможность механизации подземной от-



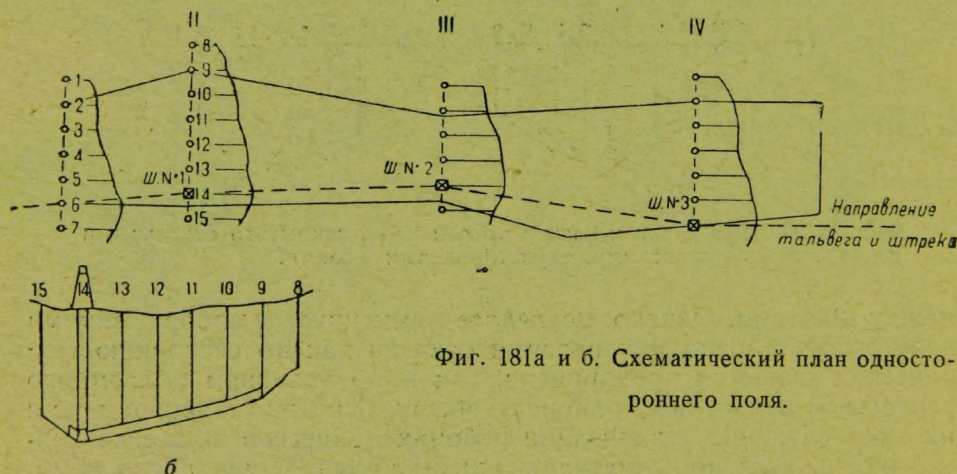
катки. Поэтому система вскрытия россыпей отдельными шахтами с короткими шахтными полями является одной из наиболее распространенных систем.

При проектировании системы вскрытия отдельными шахтами могут иметь место три случая:



Фиг. 180а и б. План и разрез по оси поля, вскрытого отдельными шахтами с двухсторонними полями.

1. Шахты располагаются в наиболее глубокой части поперечного профиля россыпи — в тальвеге, совпадающем, примерно, с центром россыпи, так что дальнейшая подготовка штреками идет совершенно нормально и шахтное поле нарезается на двухсторонние крылья (фиг. 179, 180).



Фиг. 181а и б. Схематический план одностороннего поля.

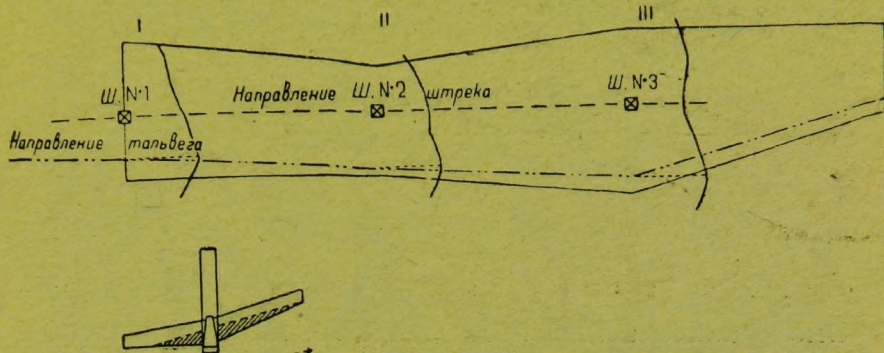
2. Шахты располагаются в одном из бортов россыпи, представляющем собой наиболее глубокую кромку россыпи. Это дает возможность, проходя штрек по тому же борту, иметь нормальный сток воды в штрек, не зарезаясь последним в пустое полотно. В этом случае каждое крыло шахты будет односторонним (фиг. 181).

3. Шахты задаются примерно в центре поперечного сечения россыпи и переуглубляются в полотно ниже отметки наиболее



глубокой точки поперечника россыпи. В этом случае основной штрек из шахты также проходится со значительной переуглубкой в пустые породы полотна (фиг. 182). В результате шахта имеет двухсторонние эксплуатационные поля.

Последние два случая имеют место только при разработке террасовых россыпей. Выбор того или иного способа закладки шахт зависит исключительно от сравнения затрат на переуглубку шахт и штрека в пустых породах с дополнительными затратами на удорожание откатки при одностороннем шахтном поле.



Фиг. 182. Вскрытие отдельными шахтами с переуглубкой их в полотно.

В большинстве случаев предпочитается закладка шахт и штреков в борту россыпи без переуглубки. Только для очень широких россыпей (свыше 75 м) и для некоторых условий полотна (мягкое полотно) расчет показывает большую выгоду закладки шахт в центре россыпи с переуглубкой в полотно.

Основным и единственным типом подземных подготовительных выработок при системе вскрытия отдельными шахтами является штрек по россыпи, рассчитываемый на короткие расстояния откатки и водосток. Как правило, полноценный срок службы штрека непродолжителен и ограничивается несколькими месяцами, после чего штрек (в случае наличия воды) служит лишь для целей водостока.

Этими соображениями определяются его сечение и крепление.

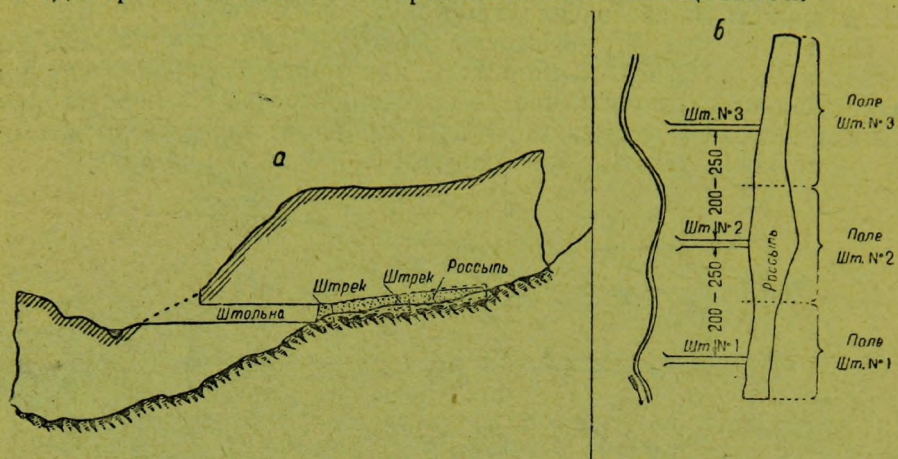
### **Система вскрытия отдельными штольнями с короткими шахтными полями**

Сущность этой системы совершенно аналогична системе отдельных шахт с той лишь разницей, что вместо вертикальных шахт россыпь вскрывается штольнями. Расстояние между штольнями определяется так же, как и для случая вскрытия отдельными шахтами, и обычно составляет 200—250 м.

Система вскрытия отдельными штольнями находит применение при вскрытии террасовых россыпей, перекрытых более или менее мощными толщами наносов (фиг. 183), или при вскрытии бортов русловых россыпей, частично отработанных открытыми разре-

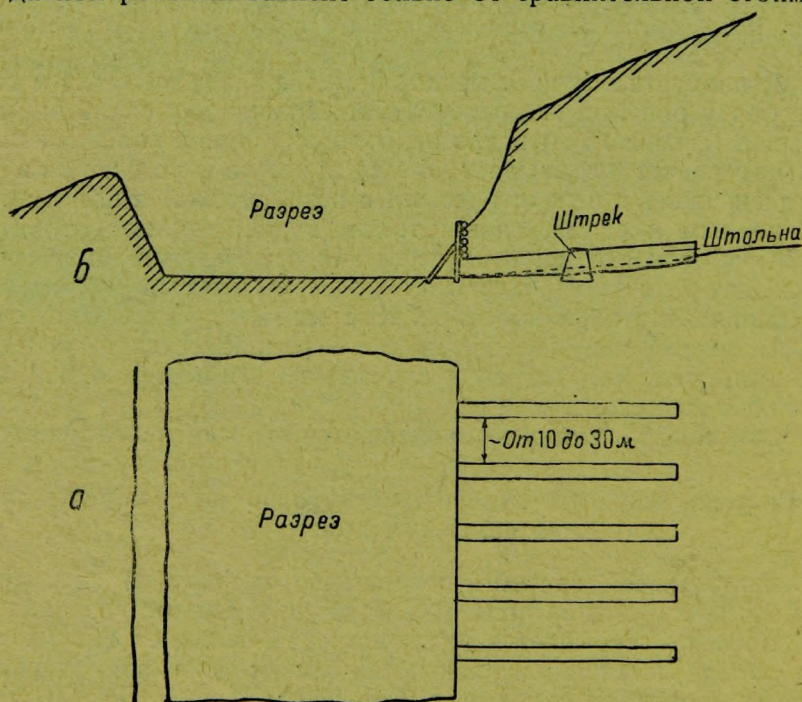


зами и уходящих под увалы долины (фиг. 184, 185). В этом последнем случае штольня с начала и до конца идет по россыпи и одновременно является выработкой эксплуатационной.



Фиг. 183. Схема вскрытия отдельными штольнями (разрез а и план б).

Выбор системы вскрытия отдельными шахтами и штольнями для данной россыпи зависит только от сравнительной стоимости



Фиг. 184. Схема вскрытия отдельными штольнями из разреза (план а и разрез б).

проходки шахт и штолен и стоимости эксплуатации вертикального под'ема и откатки по штольне. Все остальные выработки



и условия эксплуатации для той и другой системы одинаковы и влияния на экономику не имеют.

Для большей выгодности вскрытия отдельными штольнями должно иметь место неравенство:

$$\frac{n \cdot L \cdot s + Q \cdot p \cdot l}{Q} < \frac{n_1 \cdot H_1 s_1 + Q_1 p_1 h_1}{Q}$$

где:

$L$  — средняя длина штольни, м;

$n$  — число штолен;

$s$  — стоимость проходки 1 м штольни, руб.;



Фиг. 185. Общий вид россыпи, вскрытой отдельными штольнями из старого разреза (пр. Золотой, Алдан).

$Q$  — запас песков в поле, м<sup>3</sup>;

$p$  — стоимость откатки принятым способом 1 м<sup>3</sup> песков по штольне на расстояние 1 м, руб;

$l$  — средняя дальность откатки по штольне, м;

$n_1$  — число шахт;

$H$  — средняя глубина шахты, м;

$s_1$  — стоимость проходки 1 пог. м шахты, руб;

$p_1$  — стоимость под'ема 1 м<sup>3</sup> песков по вертикальной шахте на 1 м, руб.;

$h$  — средняя высота под'ема, м.

Расстояние между штольнями и отдельными шахтами на практике не всегда определяется соображениями экономики, а иногда находится в зависимости от организации работ и последующей промывки. Например, для старательских работ отдельными артелями расстояние между штольнями определяется вели-

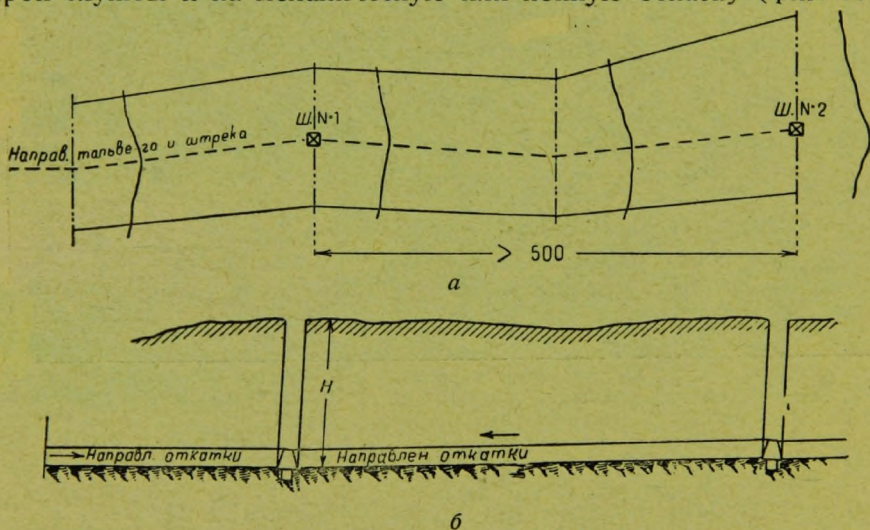


чиной отдельных делаян. В этом случае расстояние между ними иногда бывает в 10—15 м.

При вскрытии бортов россыпи из разреза, где штольня идет сразу же по россыпи и практически является эксплуатационной выработкой, так как россыпь по существу уже вскрыта разрезом, расстояние между штольнями в зависимости от удобства откатки может быть принято равным ширине эксплуатационного (выемочного) стула принятой в данном случае системы разработки, т. е. 10—20—30 м.

### Система вскрытия центральными вертикальными шахтами с длинными шахтными полями

Сущность этой системы заключается в том, что россыпь вскрывается капитальными вертикальными шахтами, захватывающими на каждую шахту крупные участки россыпи. В этом случае в процессе подготовительных работ шахты сбиваются между собой по россыпи штреками, рассчитанными на продолжительный срок службы и на механическую или конную откатку (фиг. 186).



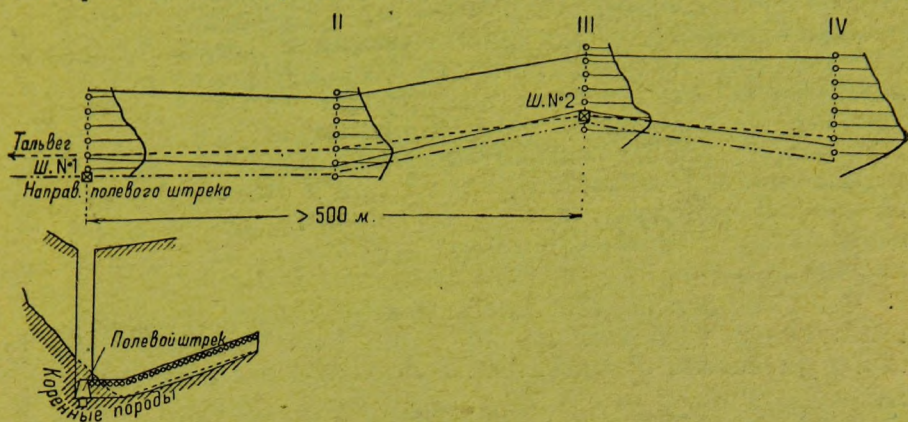
Фиг. 186а и б. Схема вскрытия центральными шахтами (план и продольный разрез).

В некоторых случаях, когда наносы трудно проходимы вследствие их малой связности и большого притока воды, а рельеф подземного полотно благоприятен (один борт очень крутой), шахты сбиваются между собой по левым и штрекам, проходимыми в коренных породах одного из бортов россыпи с применением пневматического бурения (фиг. 187). Из поля штреков через 80—120 м производится обычным путем вырезка в россыпи и проходка вспомогательных штреков по россыпи.

Расстояние между штреками обычно не меньше 500 м. Центральные шахты служат в этом случае для целей под'ема песков,



спуска людей, спуска леса, вентиляции и водоотлива. Применение системы вскрытия центральными шахтами имеет место в тех случаях, когда вследствие большой глубины наносов и их трудной проходимости углубка шахты представляет собой задачу,



Фиг. 187. Схема вскрытия с центральными шахтами с полевым штреком (план и поперечный разрез).

длительную во времени и высокую по стоимости. Очевидно, что преимущество вскрытия россыпи центральными шахтами будет иметь место в том случае, если

$$\frac{nH \cdot s + Q \cdot l \cdot p}{Q} < \frac{n_1 \cdot H_1 s + Q_1 l_1 \cdot p_1}{Q}$$

где:

- $H$  — глубина шахты, м;
- $s$  — стоимость углубки 1 пог. м шахты, руб.;
- $Q$  — запас песков в россыпи, м<sup>3</sup>;
- $l$  — среднее расстояние откатки по штреку центральных шахт, м;
- $p$  — стоимость откатки 1 м<sup>3</sup> песков на расстояние 1 пог. м при центральных шахтах, руб.;
- $n$  — число шахт для случая системы отдельных шахт, м;
- $n_1$  — то же для случая системы центральных шахт;
- $l_1$  — среднее расстояние откатки по штреку для отдельных шахт, м;
- $p_1$  — стоимость откатки 1 м<sup>3</sup> песков на расстояние 1 пог. м при отдельных шахтах, руб.

В это неравенство не входят величины, характеризующие стоимость подъема, так как в том и другом случае эта величина одна и та же.

Это неравенство можно представить в таком виде:

$$\frac{nHs}{Q} + lp < \frac{n_1 H_1 s}{Q} + l_1 p_1;$$

$$\frac{nHs}{LS_h} + lp < \frac{n_1 H_1 s}{LS_h} + l_1 p_1,$$



$$l_p - l_1 p_1 < \frac{(n_1 - n) Hs}{LSh},$$

где:

$S$  — средняя ширина россыпи, м;

$h$  — мощность выемочного слоя, м.

Для одной и той же длины россыпи и, следовательно, при одном и том же числе шахт, для случая вскрытия россыпи отдельными шахтами правый член неравенства будет тем больше, чем меньше величина  $S$ , т. е. чем меньше ширина россыпи. И, наоборот, для сохранения той же экономической конъюнктуры, того же предела неравенства при данном запасе песков и средней выемочной мощности пласта, величина  $L$  — расстояние между центральными шахтами — может быть тем больше, чем меньше ширина россыпи.

Чем уже россыпь, тем больше должно быть расстояние между шахтами для глубоких, трудно проходимых наносов. В пределе этого расстояние определится из условий неравенства:

$$L = \frac{(n' - n) H \cdot S}{Sh(l_p - l_1 p_1)}.$$

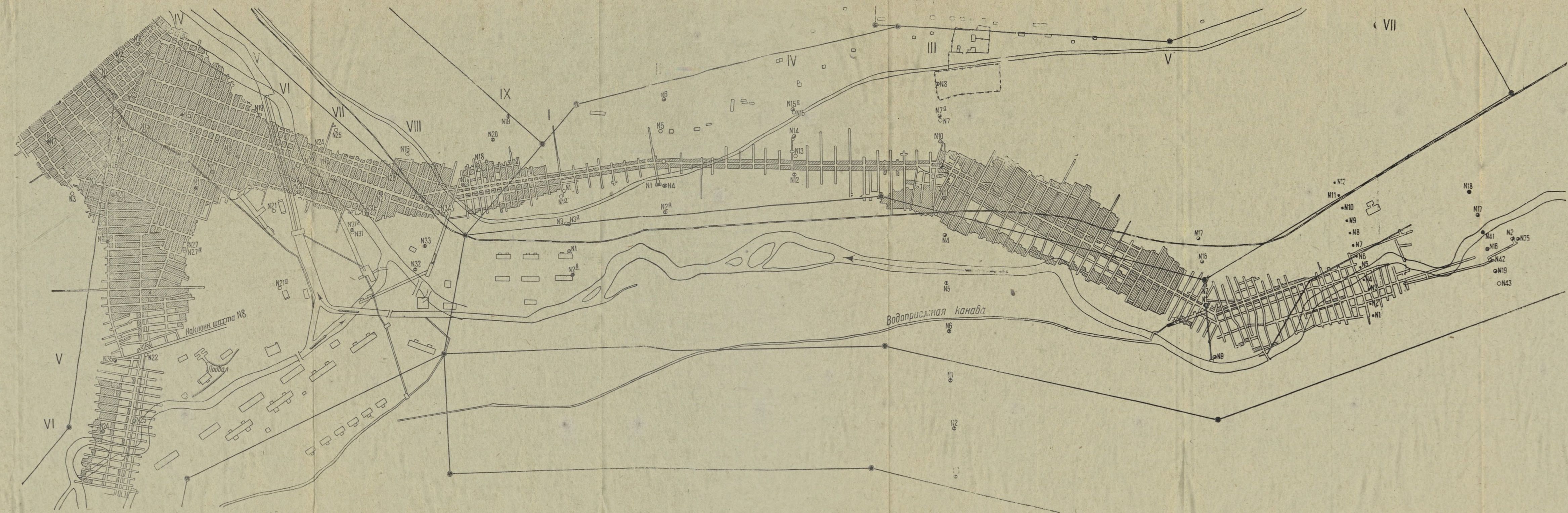
В практике разработки ленских россыпей расстояние между центральными шахтами для россыпей шириной 60—65 м с мощностью россыпи 2,25—2,50 м было до 600 м (прииск Весенний) и 500 м (прииски Светлый и Васильевский). Однако, величина этого расстояния не вытекала из расчета, приведенного выше, а определялась величиной разведенного полигона: расчет же давал в этом случае большие лимиты для расстояний между шахтами (около 700 м). На фиг. 188 дан план отработанных россыпей одного из приисковых управлений Лензолото, вскрытых центральными шахтами (1900—1924 гг.).

Система вскрытия длинными шахтными полями предопределяет длительное существование основных подземных выработок, а следовательно, характер их крепления и длительность периода подготовки и нарезки россыпи до момента начала очистной добычи. Поэтому применение этой системы возможно лишь в том случае, когда организация производства предприятия в полной мере удовлетворяет требованиям достаточного обеспечения подготовительными запасами, т. е. когда наличие подготовительных выемочных участков позволяет вести вскрытие россыпей планомерно по наивыгоднейшему и наиболее рациональному методу.

Когда этого нет и когда подготовка отстала от эксплуатации, сплошь и рядом приходится выбирать метод вскрытия более дорогой, но более эффективный во времени (метод отдельных шахт) или принимать расстояние между центральными шахтами менее расчетных величин.

Россыпи значительной длины сплошь и рядом резко отличаются по физическим свойствам наносов и условиям залегания на различных участках по простиранию. Это дает возможность увеличить иногда расстояние между центральными шахтами до весьма значительных размеров, углубляя над штреком в проме-



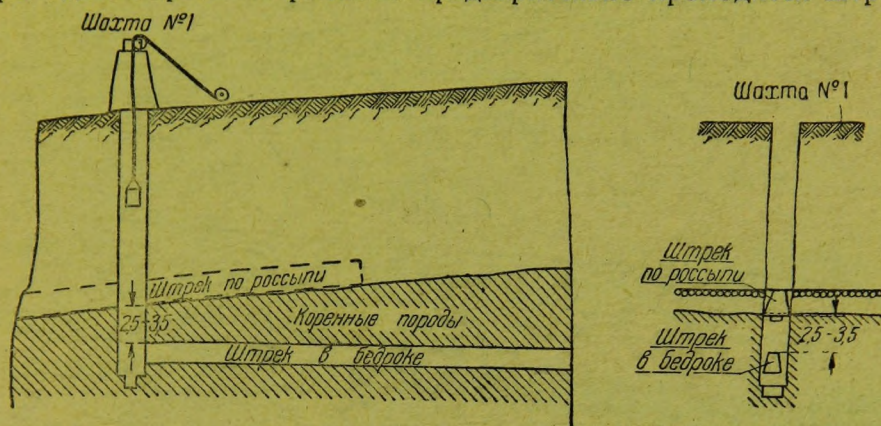




жутках между ними в благоприятных для углубки местах (в мерзлоте, сухих таликах и пр.) вспомогательные шахты. Такие шахты суженного сечения обычно служат для вентиляции, спуска леса и проходки штреков встречными забоями. В этом случае расстояние между центральными подъемными шахтами может превышать даже 1 500 м.

### Система вскрытия центральными шахтами со штреками в бедроке

Эта система представляет собой разновидность предыдущей системы и отличается от нее тем, что помимо шахты до начала проходки штрека по россыпи предварительно проходится штрек



Фиг. 189. Схема вскрытия центральной шахтой со штреком в бедроке из шахты.

под россыпью в коренных породах или, как его называют, штрек в бедроке. Штрек в бедроке, строго говоря, нельзя отнести к выработкам, вскрывающим россыпь, так как последняя вскрывается шахтой. Штрек же в бедроке является выработкой, подготавливающей россыпь и служащей, главным образом, для целей дренажа.

Однако поскольку в слабых, сильно водоносных наносах, особенно наносах с плывунами, проходка штрека по россыпи без предварительной проходки штрека в бедроке невозможна вследствие непроходимости насыщенных водой наносов, то штрек в бедрок и относится нами к выработкам, вскрывающим россыпь.

Штрек в бедроке проходится или непосредственно из шахты, переуглубляемой в полотно на необходимую глубину (фиг. 189), или зарезается из нижерасположенного (по течению) шахтного поля с меньшим уклоном против естественного уклона полотна (фиг. 190) или, наконец, зарезается из специально углубленного в шахте газенка (фиг. 191).

Штрек в бедроке должен выполнять следующие функции:

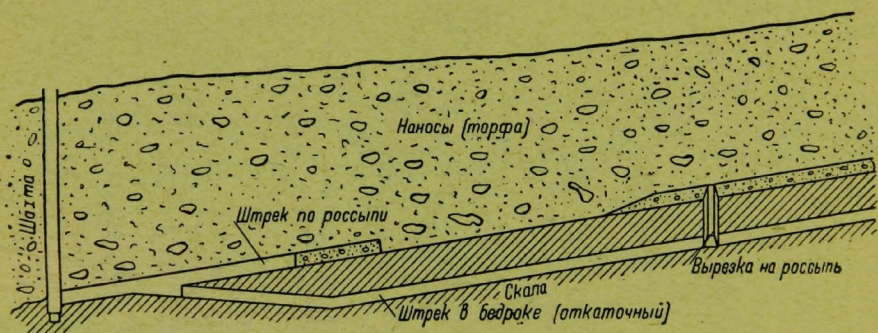
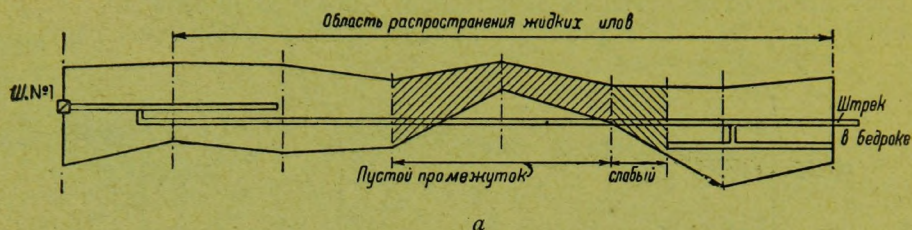
1) дренировать россыпь, принимая на себя приток воды, что позволяет вести проходку штрека по россыпи следом за проходкой штрека в бедроке;



2) обеспечивать возможность из штрека в бедроке врезаться в любую точку россыпи независимо от остальных участков шахтного поля;

3) служить вассерштреком и для целей откатки песков к стволу шахты.

Для дренажа россыпи штрек в бедроке должен иметь такую покрывку (слой коренных пород между полотном россыпи и кровлей штрека в бедроке), которая, будучи достаточно прочной, предохраняла бы от прорыва илов и была бы в то же время достаточно водопроницаемой для стока воды в штрек из выше-



Фиг. 190а и б. Зарезка штрека в бедроке, постепенно зауглубленном из эксплуатационной выработки.

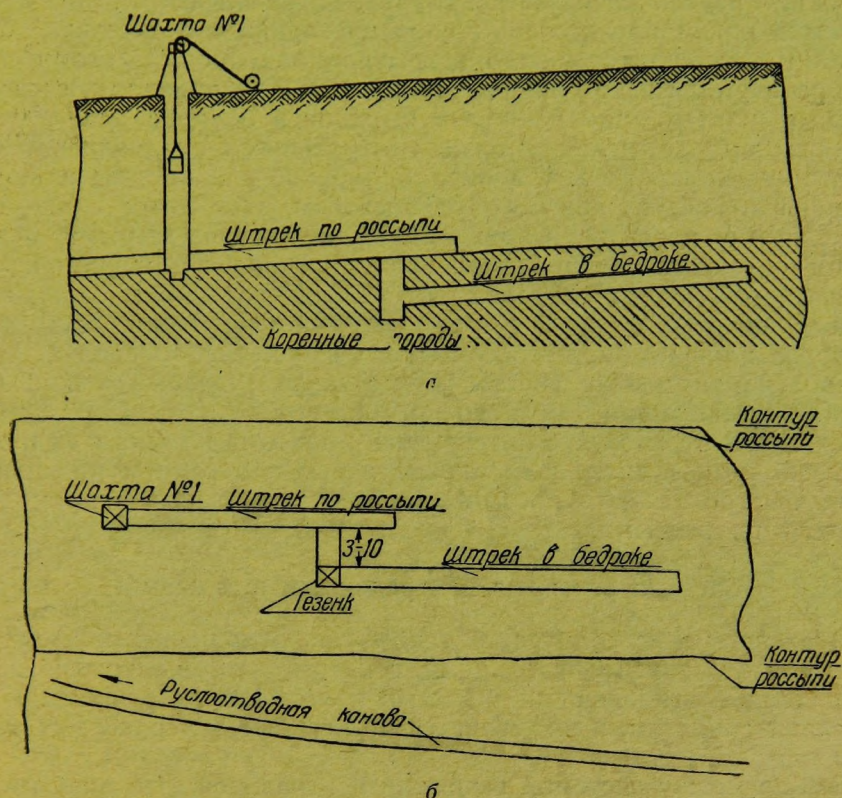
расположенных наносов. Толщина этой покрывки колеблется практически от 2 до 3,5 м в зависимости от разрушенности пород.

Дренирующее значение штрека в бедроке для целей проходки штрека по россыпи весьма различно и колеблется от степени водоносности наносов и их литологического состава. Для очень иловатых малосвязных наносов с илами в кровле россыпи и большим (свыше 3 000—5 000 л/мин) притоке воды передовой забой штрека по россыпи должен отставать от забоя штрека в бедроке на 250—300 м; в более же благоприятных условиях штрек в бедроке должен опережать штрек по россыпи на 150—175 м.

Так как установить заранее точное расположение отдельных линз и слоев жидких наносов, направление грунтовых вод и пр. обычно не представляется возможным, то правильной будет ориентироваться на наихудшие условия, т. е. на опережение в 250—300 м.



Использование штрека в бедроке для откатки представляет собой наиболее законченное завершение данной системы вскрытия. В этом случае штрек в бедроке сбивается со штреком по россыпи окнами, с устроенными в них бункерами, в которые засыпаются добываемые в забоях пески. С помощью люков порода высыпается в вагонетки, откатываемые по бедроку к стволу



Фиг. 191. Зарезка штрека в бедроке, пройденном из специального гезенка в одной из выработок.

шахты при помощи механической, конной или ручной тяги. В этом случае штреки по россыпи играют роль временных выработок, не требующих специального поддержания их в сохранности на длительное время.

Штрек в бедроке, служащий обычно для целей вырезки в россыпь в любом поперечном ее сечении, позволяет тем самым одновременно вести несколько встречных забоев штрека по россыпи.

Штрек в бедроке проходится всегда с применением пневматического бурения. Сечение штрека зависит от его назначения: если он служит только для целей дренажа, водостока и вырезки на россыпь в разных ее точках, сечение обычно берется  $2,2 \times 2,2$  или  $2,5 \times 2,2$ ; если же штрек в бедроке проектируется и для целей откатки, его сечение для двухколейного пути принимается обычно  $3,5 \times 2,20$  м.



Система вскрытия центральными шахтами со штреками в бедроке представляет собой разновидность системы центральных шахт и имеет применение в узкоспециальных случаях при вскрытии особо водоносных, перекрытых илами россыпей, где применение какой-либо иной системы невозможно. В практике разработки россыпей Лены применение этой системы имело довольно широкие пределы, и известны случаи, когда пренебрежение этой системой приводило к очень крупным авариям в подготовке россыпей и надолго тормозило вскрытие полигонов. Поэтому при выборе системы вскрытия расчет ведется, как правило, на центральные шахты; применение же штреков в бедроке для случая, когда выбор уже сделан в пользу центральных шахт, является для некоторых конкретных условий водоносности и состава наносов совершенно обязательным и неизбежным, ибо иначе проходка штреков по россыпи невозможна. Такими конкретными условиями являются наличие толщ жидких илов в кровле пласта, хотя бы они и были отделены от последнего тонким слоем моренных глин или других плотных наносов. При отсутствии в кровле илов необходимость штрека в бедроке определяет бесвязность или малосвязность грунта пласта (песок, мелкий галечник) при наличии большого притока воды (2 500—5 000 л/мин на забой). В этом случае интенсивная проходка штрека в бедроке с высокопроизводительным пневматическим бурением позволяет очень быстро вскрыть россыпь и обеспечить быструю проходку штреков по россыпи.

### **Система вскрытия центральными штольнями**

Эта система находится в таком же отношении к системе вскрытия отдельными штольнями, в каком система вскрытия центральными вертикальными шахтами находится по отношению к отдельным шахтам, и применяется при вскрытии террасовых россыпей.

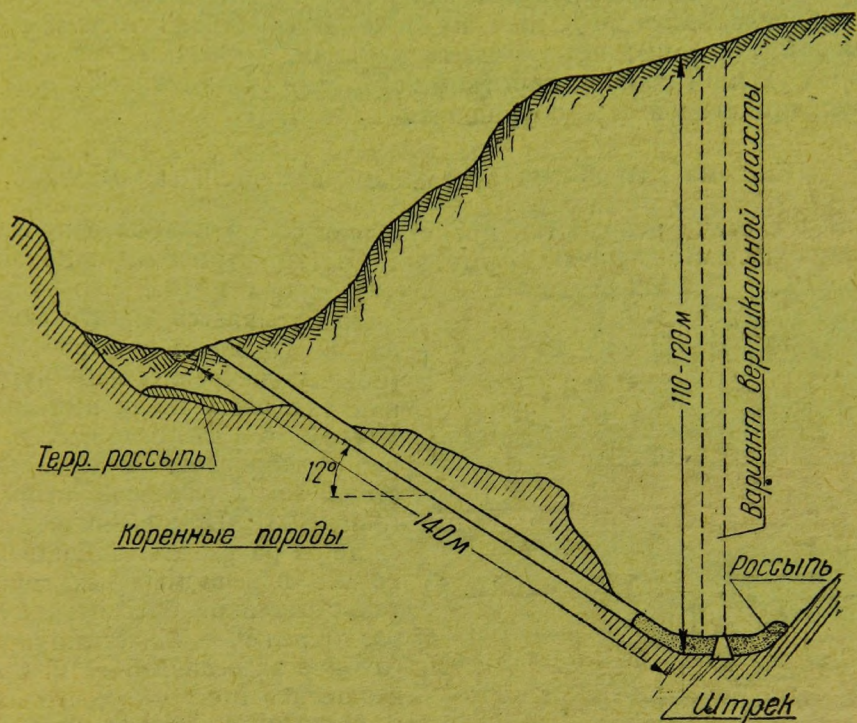
Выбор между системой вскрытия центральной штольней и отдельными штольнями идет по тому же принципу, что и для вертикальных шахт. Расстояние между штольнями должно быть тем больше, чем длиннее штольня и чем уже россыпь. Однако вследствие лучшей проходимости наносов террас, нежели русловых россыпей, расстояние между центральными штольнями при прочих равных условиях обычно меньше, чем для вертикальных шахт. Расстояния свыше 500 м, как правило, не встречаются.

### **Система вскрытия наклонными шахтами**

Эта система вскрытия встречается в практике для довольно ограниченного числа случаев залегания русловых россыпей целиком под высокими увалами современных речных долин. В этих случаях наклонная линия от точки перехода долины в увал до россыпи сплошь и рядом является кратчайшим путем к россыпи (фиг. 192). Это всегда может быть определено на основании точного маркшейдерского плана с нанесенными на нем показателями



разведки и поперечниками по разведочным линиям. Так же, как и для вертикальных шахт, вскрытие возможно отдельными наклонными шахтами — центральными шахтами с длинными полями или центральными шахтами со штреками в бедроке. В этом отношении для наклонных шахт остаются справедливыми все соображения и выводы, изложенные для вертикальных шахт.



Фиг. 192. Вскрытие наклонной шахтой (прииск Светлый, Лена).

Крупнейшие наклонные шахты имели место как метод вскрытия на Ленских приисках, где их глубина по наклону доходила до 168 м (шахта № 3 Пурпурного прииска) при угле наклона  $11,5^\circ$ . Наибольший угол наклона, наблюдающийся в практике, —  $25^\circ$  (шахты № 7 и 8 Софийского прииска).

Таким образом все системы вскрытия можно отнести к четырем основным типам вскрытия: открытой траншеей; отдельными шахтами (штольнями, наклонными шахтами); центральными шахтами (штольнями, наклонными шахтами); центральными шахтами (наклонными шахтами) со штреками в бедроке.

Последние три системы в зависимости от соотношения россыпи и современного рельефа долины различаются, кроме того, типом вскрывающих выработок (штольни, вертикальные или наклонные шахты).

Выбор каждой из этих четырех основных систем вскрытия, в соответствии с рельефом местности, определяющим тип вы-



работки, может быть сделан на основе приведенных нами соображений.

## § 20. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ РОССЫПЕЙ

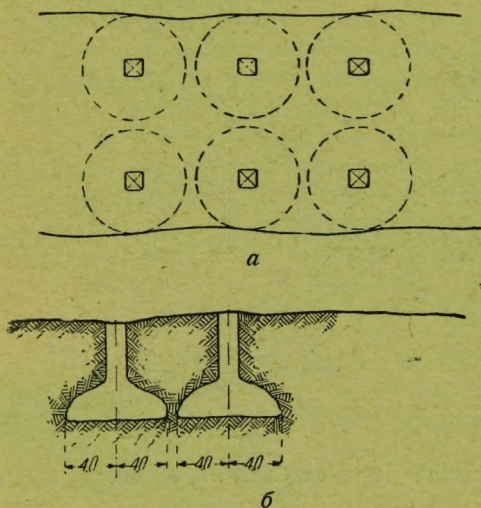
Как уже отмечалось выше, можно установить следующие системы разработки россыпей подземным способом: отдельными камерами (ямами); поперечными лентами; короткими столбами без обрушения кровли; короткими столбами с обрушением кровли; длинными столбами с обрушением кровли.

### Система разработки отдельными камерами (ямами)

Эта система разработки представляет собой наиболее примитивную и экстенсивную форму эксплуатации россыпей. Заклю-

чается она в том, что пласт подрабатывается вокруг ствола вертикальной выработки (обычно некрепленный шурф или так называемая яма) радиусом до 4 м, после чего выработка бросается и по соседству закладывается вторая (фиг. 193). Применение этой системы разработки возможно только в вечномерзлых грунтах с оттайкой бутом или гораздо реже — пожегамы при глубине залегания 5—7 м. Совершенно естественно, что выработки отдельных шахт между собой не сбиваются во избежание обвала и при разработке теряется до 30—40% всего запаса песков россыпи.

В результате отработанная ям-



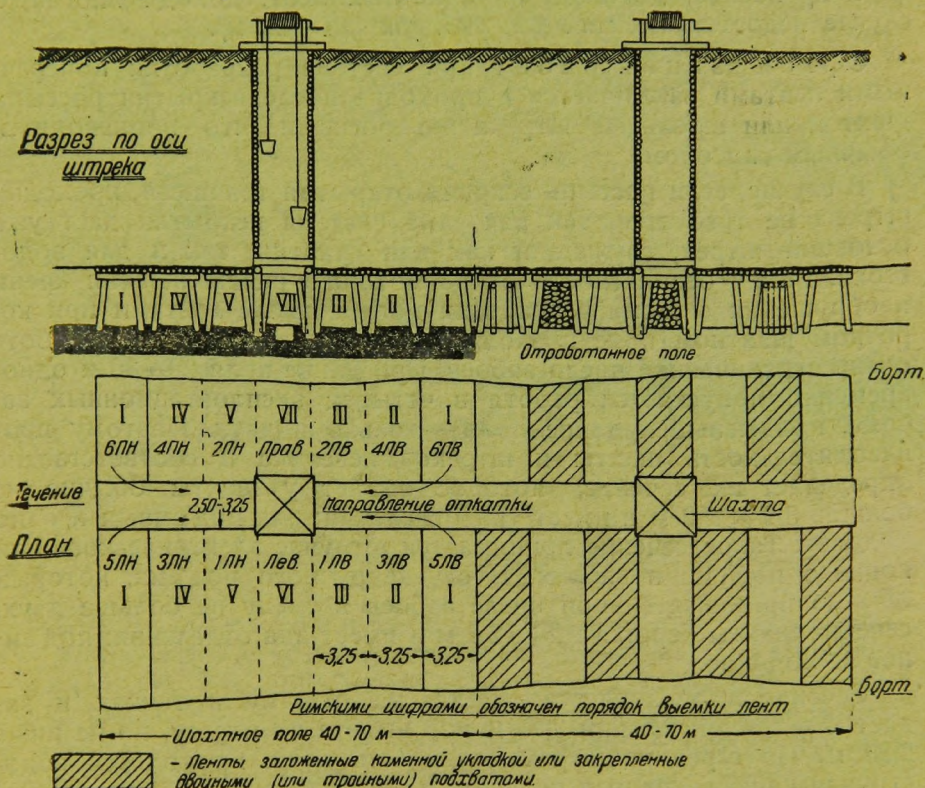
Фиг. 193. Схема разработки отдельными камерами (ямами).

ным способом россыпь представляет собой испорченный и разубоженный, очень неполно выработанный полигон. Система разработки отдельными камерами (ямами) применяется исключительно золотничниками и хищниками, не организованными для правильной эксплуатации. Таким способом в середине прошлого столетия разрабатывались первоначально многие площади Лены, в 1924—1925 гг. многие прииски Алдана. Эта же система работы была одной из распространенных форм эксплуатации на Дальнем Востоке, Енисее и Урале в условиях разработки приисков мелкими золотопромышленниками дореволюционной России. Применение этой системы разработки, не обеспечивающей правильной и полной отработки россыпи, совершенно недопустимо, и в практике советской золотопромышленности она не должна иметь места.



## Система разработки поперечными лентами

Эта система разработки является одной из наиболее распространенных на правильно организованных старательских работах как в талых, так и вечноммерзлых грунтах. Сущность ее заключается в том, что участок старательской артели (делянка) отрабатывается от штрека к борту поперечными, примыкающими друг к другу лентами. Первая лента зарезается от границы деланки (фиг. 194). Каждая следующая лента зарезается после отработки и зачистки предыдущей. Отработанные ленты обычно через одну закладываются камнем с выкладкой лицевой укладки, или при недостатке камня отдельные ленты закрепляются двойными и даже тройными подхватами.



Фиг. 194. Система разработки поперечными лентами

Ленты борются в соответствии с данными опробования, которое обычно производится через каждый метр ухода и в условиях старательских работ контролируется валовой промывкой добычи из забоя на промывальном приборе.

Производительность труда рабочего, занятого на добычных и подготовительных (проходка штреков) работах (без расхода рабочей силы на вскрытие и промывку песков), при системе разработки поперечными лентами определяется по данным опыта



работ на Алдане и Лене (с подъемом ручным воротом), для условий стахановской организации труда, в 210—280 м<sup>3</sup> на годового рабочего; включая же все работы по освоению россыпи (проходка руслостводных, капитальных и нагорных канав, штреков и шурфов или шахт, но без промывки) — в 130—190 м<sup>3</sup> на годового рабочего.

Работа при системе разработки поперечными лентами производится без обрушения кровли и с обязательной закладкой 50% отработанных лент камнем или с усиленным креплением всех лент двойными или тройными подхватами. Поэтому расход рабочей силы и материалов на крепление весьма значителен. Расход крепежного леса в среднем составляет от 0,17 до 0,19 м<sup>3</sup> древесины на 1 м<sup>3</sup> песков, добытых из очистных лент, доходя иногда, в случае недостатка камня для укладок, до 0,22 м<sup>3</sup>.

Организация работ при системе разработки поперечными лентами заключается в проходке после вскрытия россыпи шахтой или штольной штрека по россыпи, что производится обычным способом.

В случае, если россыпь вскрыта открытой траншеей, проходки штрека не требуется, так как сама система вскрытия дает уже основной штрек, служащий как для откатки, так и для водостока. Ввиду безопасности от возможного раздавливания крепи и обрушения система разработки поперечными лентами при коротком шахтном поле позволяет одновременно иметь в работе очень ограниченное число забоев. При длине поля 20—30 м одновременно допускается работа в четырех эксплуатационных забоях, при меньшей длине поля — только в двух. Поэтому производительность шахты и штреков невелика и соответственно определяет их сечение, которое бывает у шахты обычно не больше  $3,2 \times 2,2$  м и имеет три отделения: два подъемных и одно ходовое. Такое сечение принимается в случае электрического или конного подъема в забоях. В случае ручного подъема, который обычно применяется при числе забоев в смену не больше двух, сечение шахты берется  $2,2 \times 2,2$  м и имеет два отделения: подъемное и ходовое.

Сечение штрека рассчитывается на откатку в тачках и задается шириной 2,5 или 3,25 м при высоте по пласту, но не ниже 2,25 м. По середине штрека, если есть вода, проходится водосточная канава, которая по ваймам перекрывается 60-мм досками (выкатами). При хорошей организации работ по доскам нашиваются стальные ленты шириной 180 мм.

Крепление штрека производится неполным дверным окладом с дополнительным подхватным креплением. Отработка поля идет от его границ к шахте. Ширина лент в талом грунте 3,25 м при высоте по мощности пласта, но не меньше 1,8 м. В мерзлом грунте для более полноценного использования тепла пожегов или бута и труда забойщиков ширина ленты обычно берется в 4,2 м. Первые ленты крепятся обычным неполным окладом, последующие ленты крепятся так, что один конец огнива ло-

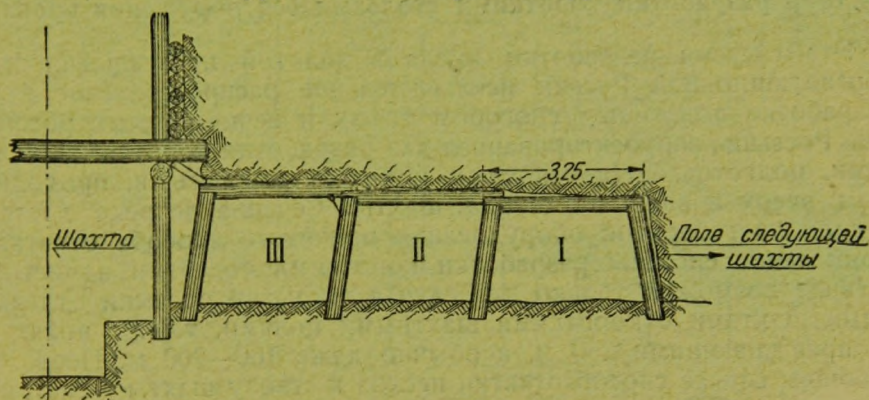


жится на огниво уже отработанного отделения, а под второй ставятся стойки (фиг. 195).

Нумерация выработок идет от ствола шахты, причем правые (по течению) ленты обозначаются четными числами, а левые — нечетными с добавлением «верхние» или «нижние», в зависимости от того, в какой части поля данная лента расположена.

Разработка лент из штрека производится обычным порядком, с постановкой подхватов и подлапников. Организация забойных работ обычная, по принципу разделения труда, как для талого, так и для мерзлого грунта.

Откатка ввиду коротких расстояний производится обычно тачками. Однако система разработки позволяет применять и механические транспортерные способы откатки с помощью легких (цепных) транспортеров. Но механизация рациональна только в случае механического или конного подъема при работе четырьмя забоями, иначе оборудование не будет нагружено.



Фиг. 195. Крепление лент при системе поперечных лент.

Преимущество системы разработки поперечными лентами заключается в том, что она дает возможность планомерно, с нормальной для подземных работ полнотой извлечения песков, отрабатывать очень короткие шахтные поля небольших старательских артелей, где нарезка россыпи на столбы неудобна и требует проходки лишних выработок.

Система допускает начало очистных работ непосредственно после проходки штрека и не требует каких-либо дополнительных работ или нарезки.

В условиях короткого шахтного поля эта система наиболее удобна для правильного борчения забоев, так как выработки идут от штрека в направлении к борту. Откатка идет все время в сфере нетронутых целиков, что создает необходимые условия безопасности.

Недостатки системы заключаются в том, что она исключает возможность широкого развертывания работ. Одновременно можно иметь при длине шахтного поля 30 м не более четырех забоев и при длине до 20 м — не более двух. Налицо по-



вышенный расход крепежного леса и рабочей силы на дополнительное крепление и невозможность производить обрушение кровли, а также повышенная стоимость добычи 1 м<sup>3</sup> песков.

Система разработки поперечными лентами применяется исключительно при разработке очень коротких шахтных полей на старательских участках, где какая-либо более совершенная система невозможна вследствие незначительности размеров шахтного поля. В этом случае данная система является вполне рациональной и отвечает всем требованиям чистоты извлечения песков из россыпи и условиям безопасности.

Система вполне допускает применение механических методов откатки и под'ема, причем наиболее рациональными будут легкие транспортеры цепного типа.

Для разработки больших шахтных полей применение этой системы совершенно нерационально.

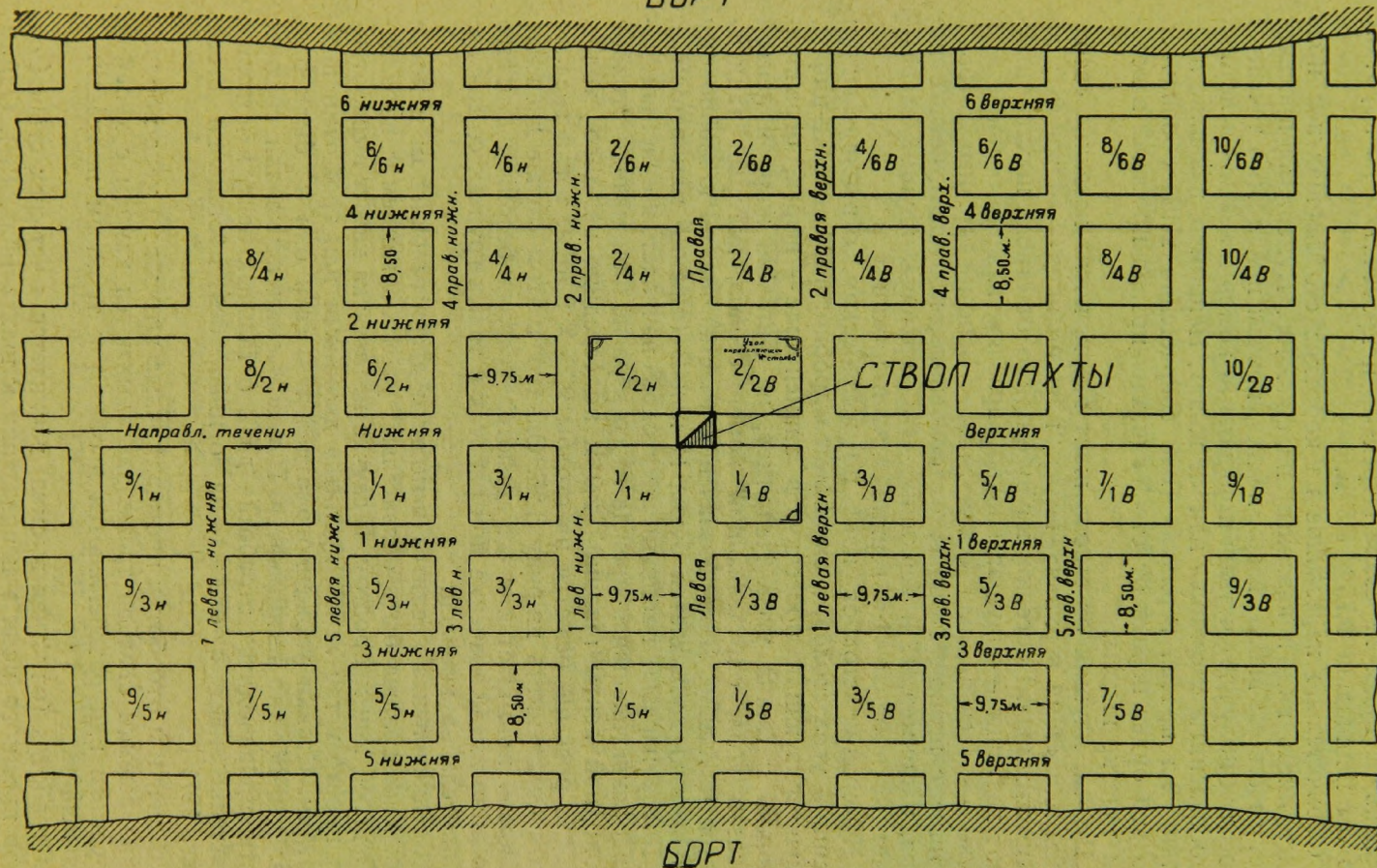
### **Система разработки короткими столбами без обрушения кровли**

Эта система разработки имела в золотой промышленности дореволюционной России исключительное распространение при разработке подземным способом талых и вечномерзлых россыпей. Россыпь, запроектированная для разработки короткими столбами, подготавливается основным штреком по россыпи, проходимым вверх и вниз от ствола шахты. Сечение штрека дается исходя из габаритов оборудования принятого способа откатки. Применение системы разработки короткими столбами в чистом ее виде возможно только для случая вскрытия россыпи отдельными шахтами с короткими шахтными полями, т. е. с полями, не превышающими 250 м, а обычно даже 150—200 м. Поэтому в общем случае способ откатки песков к стволу шахты в системе коротких столбов производится вручную тачками по деревянным или (лучше) стальным выкатам. Вместе с тем эта система допускает и широкую механизацию откатки по штреку и от забоев с помощью транспортеров ленточного и цепного типов, которые могут быть максимально загружены.

Откатка вагонетками никогда не применяется вследствие ее невыгодности для коротких расстояний и обычного для этой системы разработки большого давления на крепь. Поэтому ширина основных штреков принимается в 3,25 м (реже 2,50 м) с высотой по мощности пласта, но не ниже 2,50 м. Штрек укрепляется солидным подхватным креплением. Непосредственно за проходкой штрека, не ожидая его окончания, на всю длину шахтного поля, вправо и влево, задаются перпендикулярно к нему поперечные выработки — «просечки» шириной 3,25 м — в талом грунте и 4,20 м — в мерзлом и высотой по мощности пласта, но не ниже 2,25 м. Просечки делаются на расстоянии 9,75 м друг от друга и гонятся до борта с опробованием через каждый метр. Из каждой просечки через каждые 8,5 м закладываются и проходятся параллельно основному штреку вспомогательные штреки шириной 3,25 м и высотой не меньше 2,25 м, которые также кре-



БОРТ



БОРТ

Фиг. 196. Поле, нарезанное на короткие столбы.



пятся солидным подхватным креплением до тех пор, пока вся россыпь не будет нарезана штреками и просечками на короткие столбы площадью  $9,75 \times 8,5$  м.

Окончательно нарезанное на короткие столбы шахтное поле будет иметь вид, показанный на фиг. 196. Нумерация просечек идет от ствола шахты вверх и вниз, причем правые (по течению) просечки получают четный порядковый номер и левые—нечетный с добавлением «верхняя» или «нижняя». Например, название просечки «2-я правая верхняя» (или сокращенно 2ПВ) обозначает, что это будет первая от ствола шахты правая просечка в верхнем участке шахты.

Штрек, идущий от ствола шахт вверх, носит название «верхний», или «сама верхняя», штрек, идущий вниз — «нижний», или «сама нижняя». Просечки, идущие прямо от ствола шахты, получают название — идущая вправо «правая», или «сама правая», и влево — «левая», или «сама левая». Вспомогательные штреки, идущие с правой стороны от основного, получают четные номера, например, «2-й верхний», «4-й верхний», идущий слева — нечетные номера: «1-й верхний», «3-й нижний» и т. д.

Нумерация столбов идет по выработкам, ограничивающим внешний угол столба, и выражается дробно: в числителе—цифра, характеризующая просечку, в знаменателе — штрек, ограничивающий внешний угол. Например, на фиг. 196 жирной лентой показан угол, определяющий номер столба, который записывается на плане. Для обозначения участка шахты к цифровому выражению добавляется буква Н или В (нижний или верхний).

После нарезки площади на столбы начинается очистная добыча, заключающаяся прежде всего в располовинивании столбов проходкой ленты шириной 2,0 м по середине каждого столба. Иногда россыпь режется на столбы  $9,75 \times 9,75$  м, тогда средняя лента будет иметь ширину 3,25. Однако в этом случае давление на крепь повышается и ухудшаются условия безопасности, что особенно имеет значение при работах в талых грунтах со сравнительно слабой кровлей.

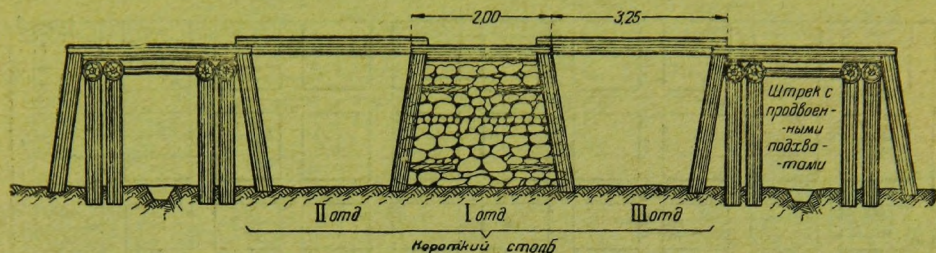
Средняя лента крепится неполным дверным окладом и после проходки должна быть обязательно уложена камнем с прокладкой хвоей или хворостом. В случае недостатка камня выработанное пространство ленты крепится двойными или тройными подхватами. Стойки уложенного отделения, если они не были раздавлены, обычно вынимаются. После выемки и укладки средней ленты производится отработка двух остальных лент, в которых крепление идет с огнива на огниво, без постановки стоек (фиг. 197).

С началом отработки промежуточные штреки по мере продвижения выемки столбов также закладываются камнем с хвоей и хворостом или раскрепляются двойным и тройным подхватным креплением.

Отработка (очистная выемка) начинается с четырех сторон от углов шахтного поля в направлении к шахте (фиг. 198). Одним из существенных моментов при осуществлении системы разра-



ботки короткими столбами является надлежащее закрепление основного штрека. Для предупреждения раздавливания крепи и быстрой его осадки вдоль всего штрека, по мере его проходки, производится выемка лент и тщательная закладка их камнем с хвоей и хворостом. При этом лицевая сторона укладки, на которую ложатся подхваты и огнива штрека, выводится особенно тщательно, с прокладкой для связи коротких бревен крепежного леса (длиной 1,25 м). При этом подхватные столбы обязательно должны быть вырублены, а подхваты развандручены.



Фиг. 197. Крепление и порядок выемки лент при системе коротких столбов без обрушения.

Основным свойством, характеризующим систему коротких столбов, является чрезвычайно высокий удельный вес выработок в нарезке. Из нарезки добывается около 60% всех песков, находящихся в шахтном поле. Это имеет следующие последствия:

1. Пески в основном добываются в условиях забойных работ, понижающих среднюю производительность забойщика, так как в нарезке она примерно на 10—20% ниже производительности в отработке. Наряду с этим уменьшение производительности забойщика за счет высокого процента нарезок компенсируется повышением производительности его труда при работе в остальных лентах короткого столба, обрезанных с обеих сторон.

2. Большое число выработок создает огромную обнаженную поверхность кровли, закрепленную лесом, что способствует развитию повышенного давления пород кровли на крепь. Вследствие этого возникает необходимость применять усиленное крепление и специальные методы крепления. Не менее 25—30% всей площади шахтного поля должно быть закреплено укладками или усиленным подхватным креплением, что резко повышает расход дорогих сортов леса и рабочей силы.

3. Все это в совокупности дает повышенный расход рабочей силы на добычу 1 м<sup>3</sup> песков по шахте.

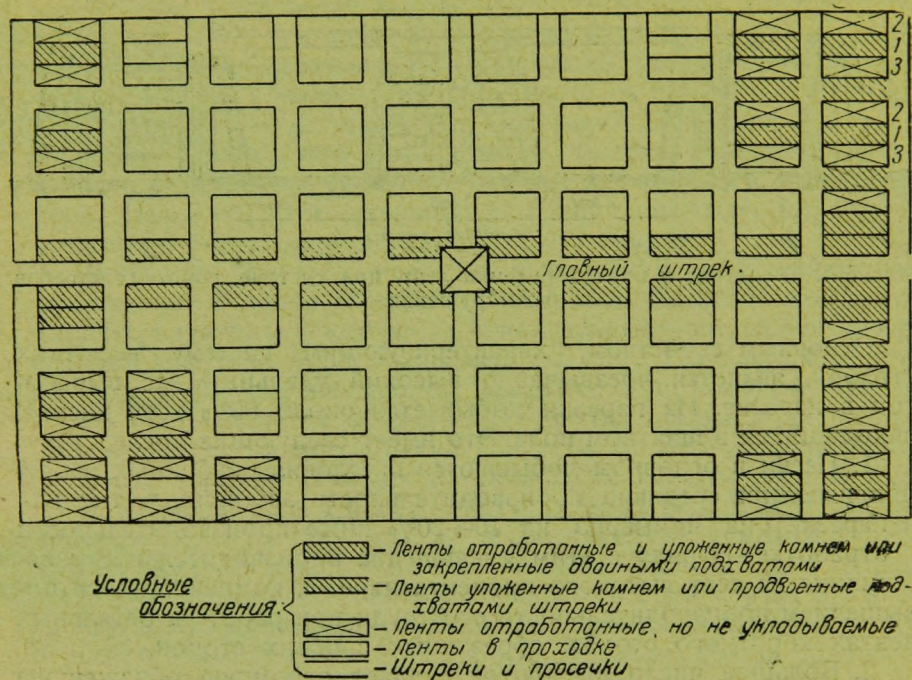
4. Большое число пересекающихся выработок создает весьма благоприятные условия вентиляции, что особенно важно при работе в мерзлоте пожегам.

Технико-экономическая оценка системы разработки короткими столбами без обрушения кровли для удобства и ясности изложения дается параллельно с оценкой остальных родственных систем разработки короткими столбами с обрушением кровли и длинными столбами.



## Система разработки короткими столбами с обрушением кровли

Эта система по своему характеру является промежуточной между системой коротких столбов в собственном смысле этого слова и системой длинных столбов. В этом случае шахтное поле основным и вспомогательными штреками и поперечными просечками нарезается, по мере ухода штрека вперед, на короткие столбы размером  $9,75 \times 9,75$  м. Вдоль основного штрека производится выемка лент и их тщательная закладка с выводом ли-



Фиг. 198. Порядок отработки поля при системе коротких столбов без обрушения.

цевой стороны. После нарезки всего поля начинается отработка его от крайних углов уступами к стволу шахты (фиг. 199).

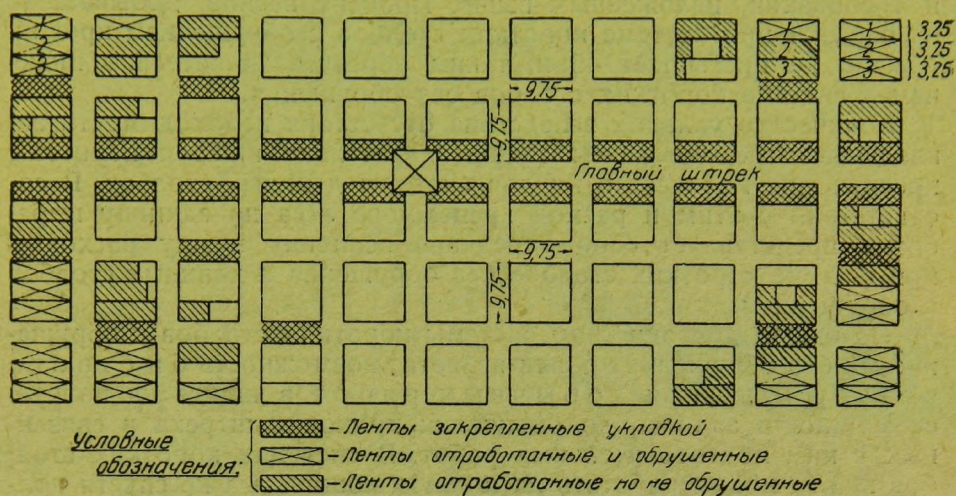
В отличие от системы коротких столбов без обрушения кровли располвинивания столбов обычно не производится, а отработка ведется планомерно с крайней ленты. Однако в условиях прочной кровли отработка может идти и путем проходки первоначально средней ленты с креплением последующих с огнива на огниво.

Для прочности вспомогательные штреки, по мере продвижения отработки, закладываются в шахтном порядке укладкой; если обрушение кровли по каким-либо причинам технического порядка отстает или на том или другом участке не может быть полностью произведено, крепление лент при отработке ступеней ве-

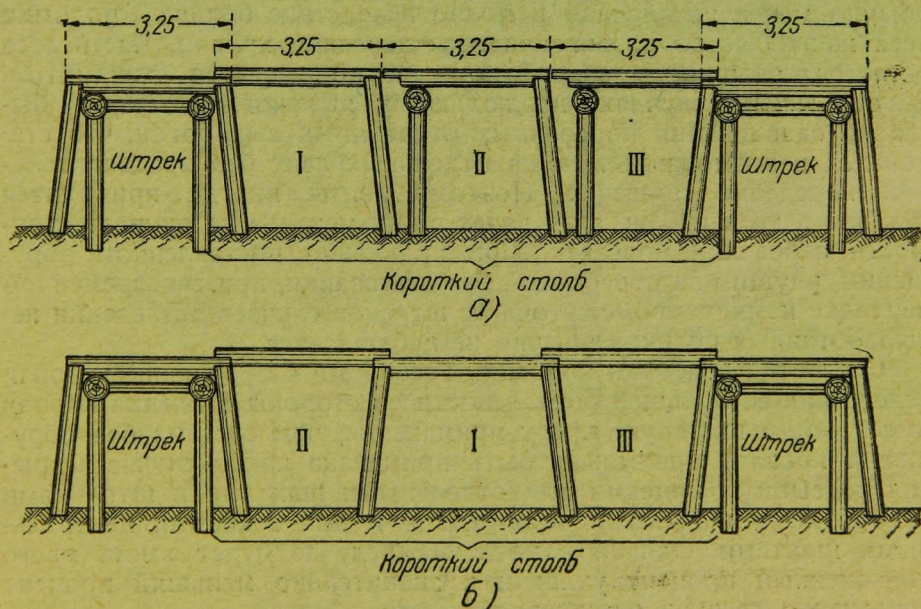


дется двойко, в зависимости от порядка обработки лент в каждом данном стуле (фиг. 200).

Крепление укладками в шахматном порядке при запаздывании обрушения должно соблюдаться обязательно, так как в против-



Фиг. 199. Порядок обработки поля при системе коротких столбов с обрушением.



Фиг. 200. Крепление лент очистного пространства при системе коротких столбов с обрушением: а—для случая последовательной выемки лент, б—для случая выемки, начиная со средней ленты.

ном случае возникает настолько значительное давление кровли, что может произойти молниеносное обрушение или посадка вы-



работок на довольно значительное расстояние от поля очистной добычи.

Обрушение отработанных лент производится сразу же после их зачистки и контрольного опробования с соблюдением правил и требований, изложенных выше. Процент песков, добываемых из нарезки при системе коротких столбов с обрушением кровли, обычно не превышает 45 и, таким образом, значительно ниже, чем в системе коротких столбов без обрушения.

Количество укладок вследствие отсутствия необходимости закладывать средние ленты также значительно ниже и немногим превосходит количество их для системы длинных столбов. В соответствии с этим и расход крепежного леса на единицу выработки представляет собой среднюю величину между расходом при системе коротких столбов без обрушения и длинных столбов с обрушением.

Основным достоинством системы коротких столбов с обрушением и без обрушения кровли является возможность быстрого развертывания добычных работ в шахте на полную ее мощность задолго до окончания проходки штрека и связанных с ним подготовительных работ. В системах коротких столбов шахта может работать на полную мощность уже спустя полтора-два месяца с момента окончания углубки шахты и оборудования рудничного двора, чего не дает ни одна другая система.

Обрушение кровли в системе коротких столбов протекает обычно менее интенсивно и полно вследствие большей полочки леса из-за быстро развивающегося давления кровли. Часть леса остается обычно в выработках и подрывается динамитом. В отдельных случаях наблюдаются явления настолько быстрого сдавливания поперечных откаточных выработок, что становится невозможной выемка отдельных лент без предварительной переделки просечек. Поэтому ленты иногда приходится оставлять не взятыми, если запас в них металла не окупает стоимость переделки просечек. При правильно поставленном обрушении, идущим за отработкой без отставания, при своевременной закладке камнем промежуточных штреков случаев оставления невыработанных целиков обычно не наблюдается.

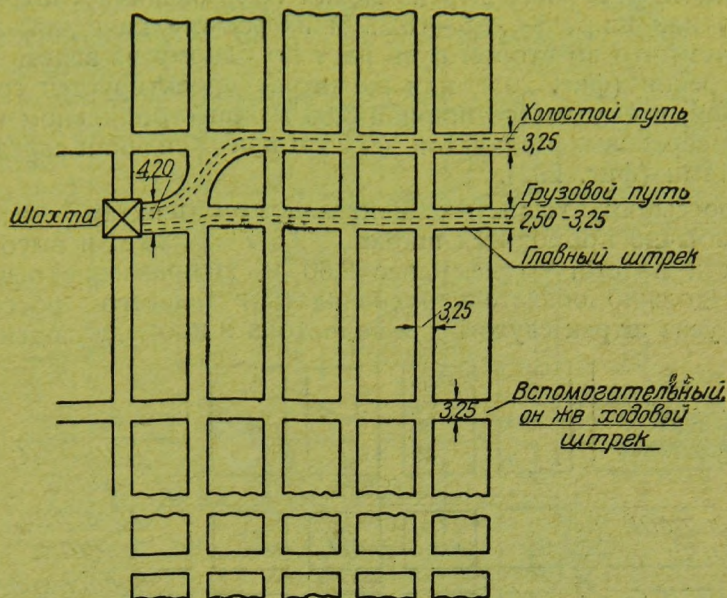
Система разработки короткими столбами с обрушением кровли вследствие ее большей безопасности со стороны давления кровли имеет более широкую сферу применения, чем система без обрушения кровли. Она может быть применена как в случае вскрытия россыли траншеями или отдельными шахтами и штольнями с короткими шахтными полями, так и при вскрытии центральными шахтами. Однако в последнем случае будет иметь место повышенный процент укладки и значительно меньший процент извлечения леса из обрушения.

#### **Система разработки длинными столбами с обрушением кровли**

Эта система наиболее совершенна из всех столбовых систем и применяется как при вскрытии россыпей отдельными шахтами и штольнями, так и при вскрытии центральными шахтами. Россыпь, запроектированная к разработке системой длинных столбов с

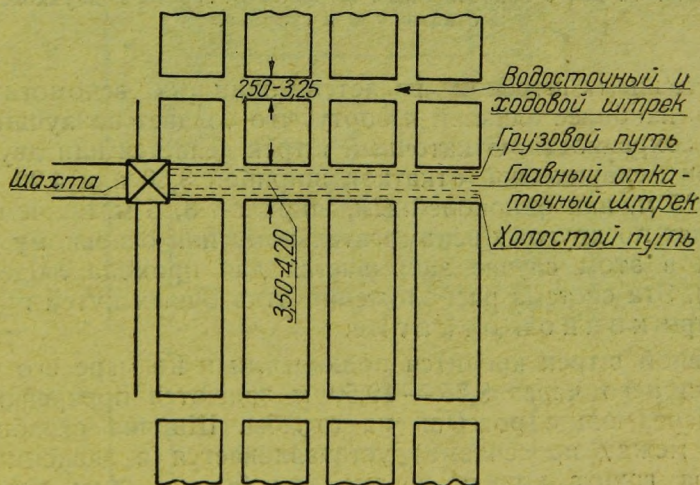


обрушением кровли, подготавливается основным штреком по россыпи. Сечение штрека зависит от избранного способа откатки.



Фиг. 201. Система разработки длинными столбами. Случай откатки по двум одноколейным штрекам.

В коротких шахтных полях, с небольшим расстоянием откатки, чаще всего применяется ручная откатка: в тачках или вагонет-



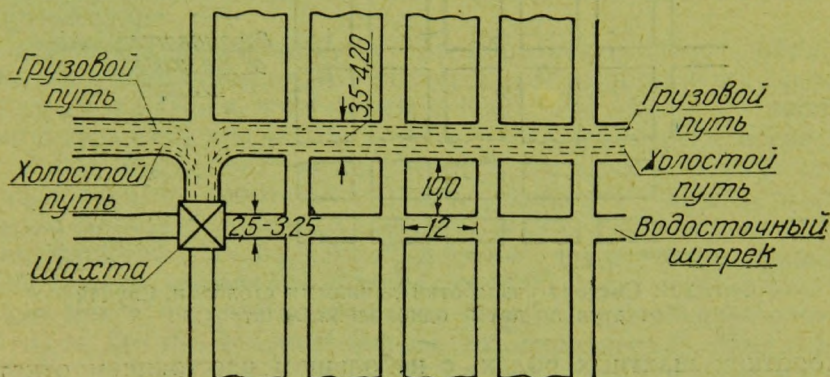
Фиг. 202. Случай откатки по двухколейному штреку и с водосточным штреком в стороне.

ками; наивыгоднейшей же является откатка транспортерная. В первом случае — при откатке в тачках — сечение основного



штрека берется по ширине 2,5 м или 3,25 м с высотой по мощности пласта, но не менее 2,5 м. Во втором случае — при откатке вагонетками — сечение штрека может быть различно: штрек проходуется или шириной 2,5 — 3,25 м из расчета на одноколейный путь с тем, что во второй путь идет по одному из вспомогательных штреков (фиг. 201), или же штрек проектируется сразу на две колеи, и ему дается ширина 3,50 м при стропильном креплении без середовых подхватов и 4,20 м при креплении середовыми подхватами (фиг. 202).

В россыпях, вскрытых центральными шахтами, основной штрек обычно проходуется шириной 2,5 или 3,25 м и высотой по мощности пласта, но не менее 2,50 м. Направление основного штрека должно обязательно совпадать с тальвегом россыпи. В этом случае штрек служит для водостока и прохода людей.



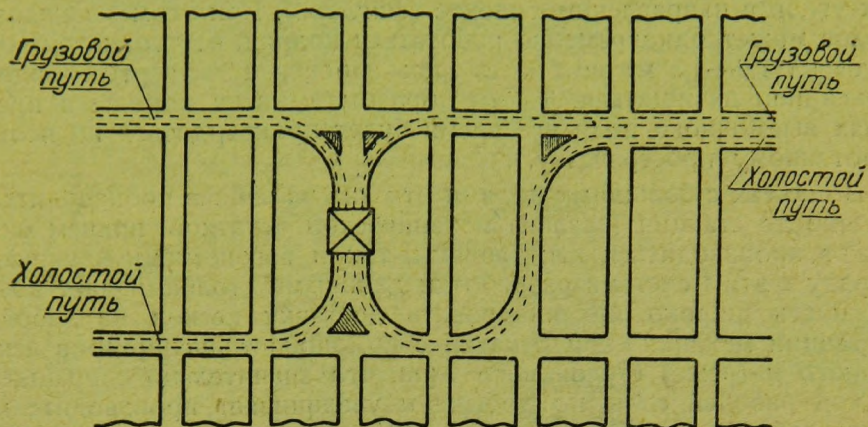
Фиг. 203. То же, с водоотливным штреком от шахты и двухколейным откаточным в стороне.

Откаточным штреком является один из вспомогательных штреков, наиболее близкий к борту, что создает наилучшие условия его сохранности. Откаточный штрек делается или двухколейным (при механической откатке), шириной 3,50 или 4,20 м и высотой 2,25 м, или одноколейным, шириной 3,25 м, причем вторая колея идет по другому вспомогательному или основному штреку, который в этом случае закрывается для прохода людей (фиг. 203, 204). Эта система расположения откаточных путей предпочтается при конной откатке.

Основной штрек крепится подхватами и по мере его продвижения из него через 9,75 — 19,50 м задаются поперечные просечки, нарезающие россыпь на столбы. Ширина столбов (расстояние между просечками) устанавливается в зависимости от характера грунта кровли, и она тем больше, чем устойчивей кровля. Основным исходным моментом является выбор такой ширины столба, которая позволяла бы взять ленту встречными забоями (фиг. 205) и зачистить ее полотно раньше, чем давление кровли скажется на целостности крепления. Наиболее часто встречающейся шириной стула является ширина 9,75—16,25 м. При раз-

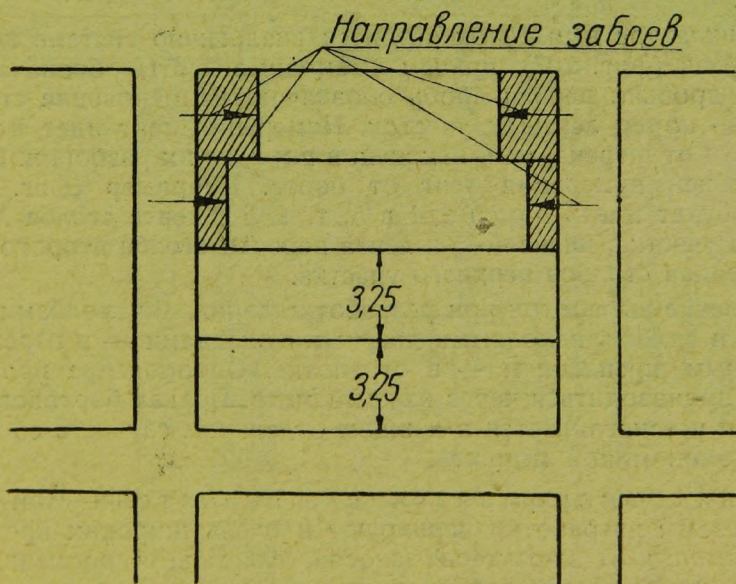


работке вечномерзлых россыпей иногда расстояние между просечками уменьшается до 6,50 м, так как в этом случае летом, при хорошей вентиляции, происходит естественное оттаивание стула на всю ширину и, таким образом, сокращается необходимость в оттайке.



Фиг. 204. То же с шахтой между штреками.

Длина столбов (расстояние между вспомогательными штреками) обычно не превышает 30 м, так как при большем расстоя-



Фиг. 205. Схема направления очистных забоев.

нии вентиляция становится затруднительной. Наиболее часто встречающейся длиной столба является 26 м. Спаренные откаточные одноколейные штреки проходятся обычно на расстоянии



9,75 м друг от друга, разделяясь, таким образом короткими столбами, и закрепляются укладками.

Очистная добыча при системе разработки длинными столбами может быть начата только после того, как вся россыпь нарезана до границы шахтного поля; она производится уступами от крайних углов в направлении к шахте (фиг. 206). При этом в каждом столбе может одновременно работать подряд, отступая друг от друга на 1,0—1,5 м, не более трех забоев, а четвертый задираться или зачищаться. Таким образом откатка породы в пределах выемочного поля все время будет производиться по неотработанному пространству.

В шахтах с большими полями откатка из забоев производится обычно до станции (свалки) механической откаткой, причем она может производиться как тачками, так и вагонетками вручную. Наряду с этим система разработки длинными столбами дает возможность широко механизировать доставку песков из забоев к станции механической откатки с помощью транспортеров ленточного и (реже) скребкового типа, что значительно сокращает расход рабочей силы по добыче и увеличивает производительность забойного рабочего на 40—50%.

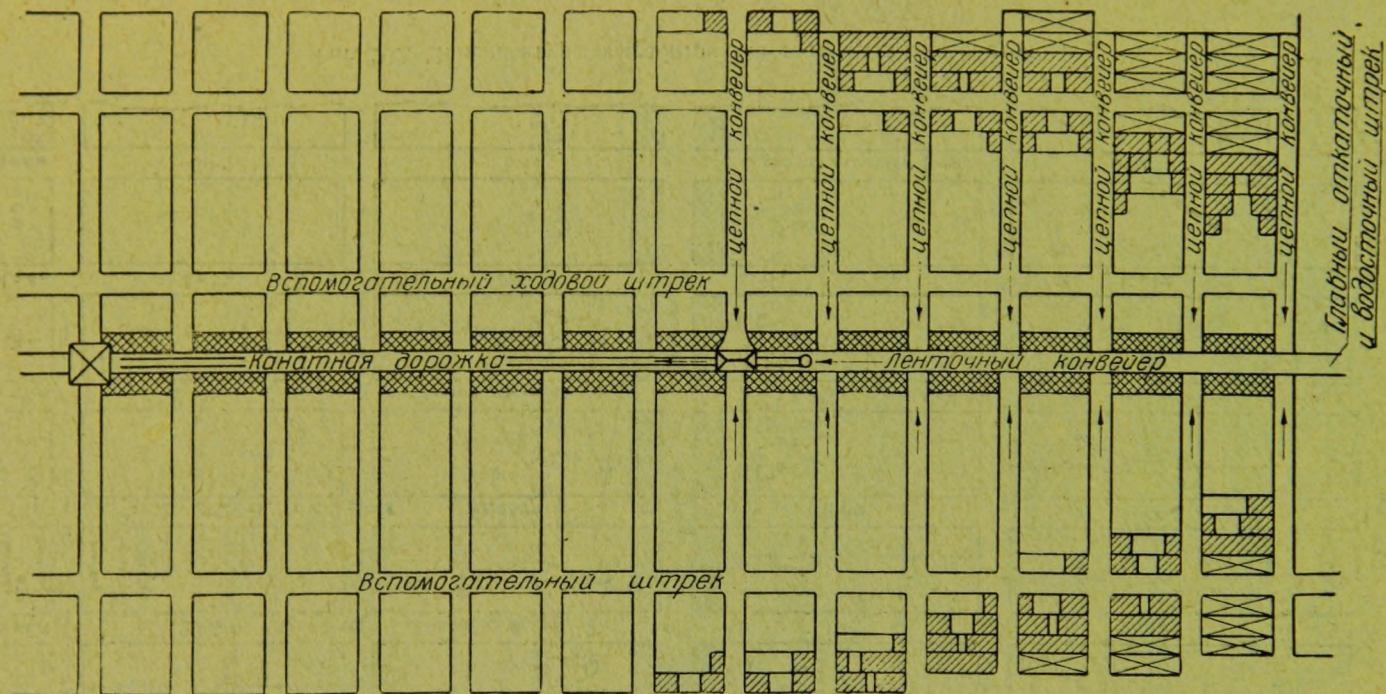
Система длинных столбов в случае разработки мерзлых россыпей не допускает применения пожегов и делает малоэффективной оттайку бутом. Приемлемыми способами оттайки мерзлоты в системе длинных столбов являются пар, огнеметы и гидроотбойка.

Номенклатура выработок строится аналогично системе коротких столбов (фиг. 207), причем выемочные ленты обозначаются двойной дробью: первая дробь обозначает наименование столба, вторая — номер ленты и участок. Нумерация лент идет или от борта, или от штрека, или, наконец, в порядке их разборки. Предпочтительней нумерация лент от борта. Например (фиг. 207), лента а будет иметь номер 2/4 в/5, т. е. 5-я лента столба № 2/4 верхнего участка, иначе — 5-я лента первого столба второго порядка столбов верхнего участка.





Крепление выработок при разработке длинными столбами производится сплошь неполными дверными окладами — в нарезке и мараказным креплением — в отработке. Опробование просечек должно производиться через каждый метр. Предел бортового содержания устанавливается в каждом отдельном случае в соответствии с экономикой момента.

Технико-экономические показатели той или иной системы разработки варьируют в очень широких пределах в зависимости от характера наносов, слагающих россыпь, степени их проходимости для подготовительных работ, условий залегания россыпи, степени водоносности и прочих факторов. Существенное значение для экономики той или иной системы имеет также степень механизации отдельных рабочих процессов, характер водоотлива и прочие факторы механического порядка. Поэтому, касаясь технико-экономической стороны вопроса, мы



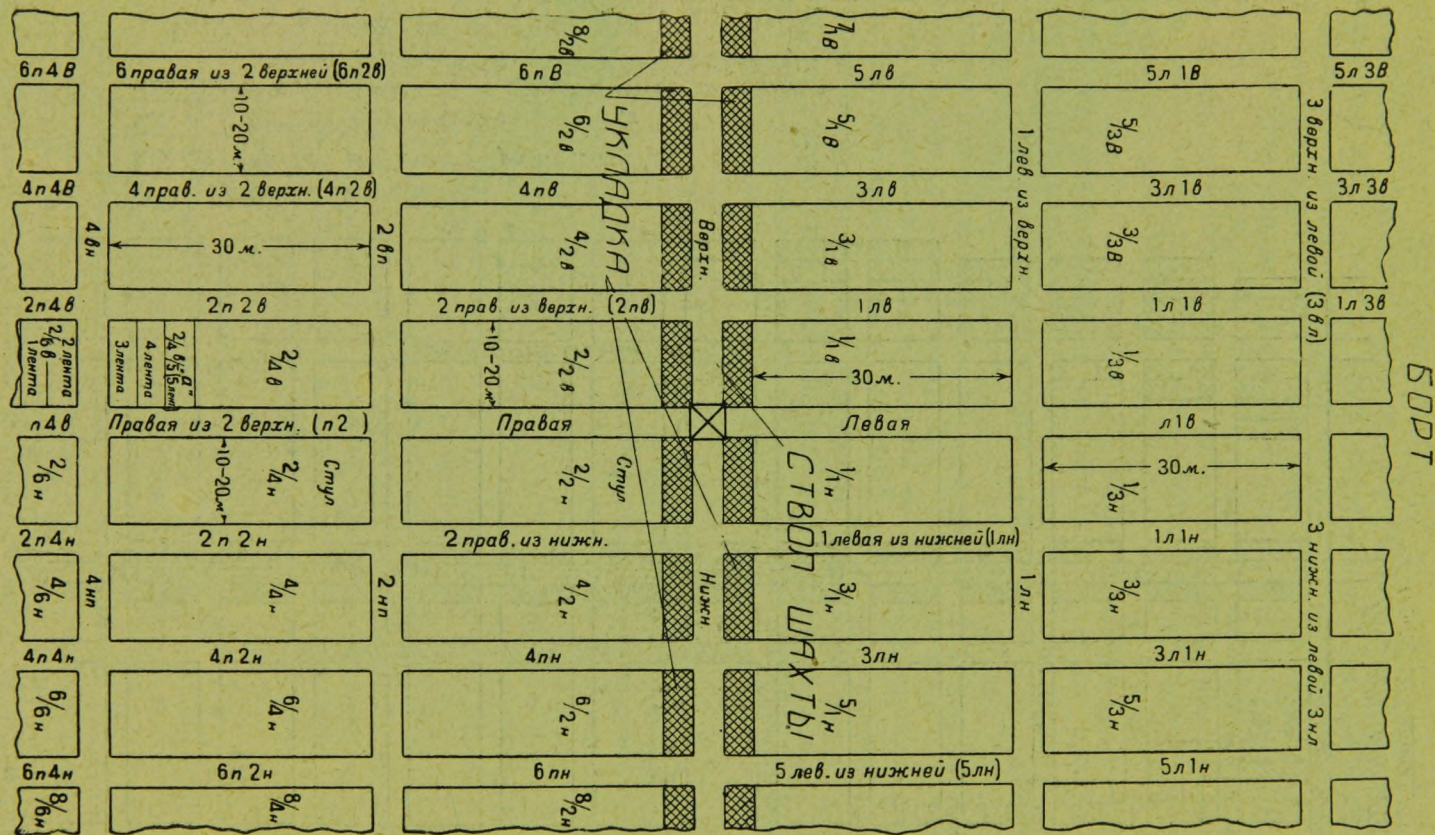


Условные обозначения:

-  — Ленты уложенные укладкой
-  — Ленты обрушенные
-  — Отработанные и не обрушен. но выработанные  
(в стадии заделки зачистки и забойных работ)
-  — Погрузочная станция

Фиг. 206. Схема направления очистной добычи при системе длинных столбов и расположение выработок.





Фиг. 207. Номенклатуры выработок для системы длинных столбов.



будем вести сравнение только для равных во всех случаях условий.

Расход рабочей силы по шахте для каждой из систем разработки колеблется в очень широких пределах в зависимости от многих факторов, из которых основными являются:

1) литологический состав и водоносность наносов, слагающих россыпь, а отсюда и их коэффициент крепости;

2) условия залегания россыпи и плотность запасов, т. е. количество песков, приходящихся на 1 пог. м проходки штрека, а отсюда и удельный вес расхода рабочей силы на производство подготовительных работ в общем расходе рабочей силы по шахте;

3) степень механизации рабочих процессов добычи и откатки.

В табл. 84 приведен расход рабочей силы на 1 м<sup>3</sup> добытых песков для различных столбовых систем при средних условиях

Таблица 84

Затрата рабочей силы для средних условий разработки на 1 м<sup>3</sup> добытых песков

Категории рабочих и классы грунтов	Количество рабочих поденщин на 1 м <sup>3</sup> песков		
	система разработки короткими столбами без обрушения	система разработки короткими столбами с обрушением	система разработки длинными столбами с обрушением
Общее количество по шахте, включая и проходку штреков:			
а) в грунтах I—II классов . . .	1,05—1,10	0,98—1,03	0,95—0,97
б) в грунтах III—IV классов . .	1,35—1,40	1,25—1,30	1,17—1,21
В том числе забойных рабочих (забойщиков, крепильщиков, бурильщиков, откатчиков):			
а) в грунтах I—II классов . . .	0,41—0,44	0,41—0,44	0,38—0,41
б) в грунтах III—IV классов . .	0,60—0,65	0,59—0,64	0,56—0,60
Общее количество рабочих по шахте без проходки основного штрека:			
а) в грунтах I—II классов . . .	1,00—1,05	0,90—0,95	0,85—0,87
б) в грунтах III—IV классов . .	1,25—1,30	1,16—1,21	1,08—1,12
В том числе забойных рабочих:			
а) в грунтах I—II классов . . .	0,38—0,40	0,38—0,40	0,35—0,37
б) в грунтах III—IV классов . .	0,55—0,60	0,55—0,60	0,51—0,55

разработки, а именно: ширина россыпи в пределах от 80 до 110 м; кровля устойчивая; количество мокрых забоев, требующих применения забивной крепи и маскировки, не более 10%; низа за-



боя — разрушенная скала; полотно — скала; проходка штрека — в условиях водоносных пород со слабым притоком; откатка в пределах выемочного поля — ручная в тачках или вагонетках, за пределами выемочного поля — механическая; водосток — свободный; подъем — механический.

Во всех случаях имеется в виду стахановская организация труда. Цифры даются отдельно для грунтов I и II классов крепости и III и IV классов.

В шахтах, почти совершенно не имеющих мокрых забоев и скалистых низов по забоям, расход рабочих по забойной группе соответственно по каждой из систем ниже в среднем на 12—15%.

Расход рабочей силы на 1 м<sup>3</sup> добытых песков при разработке шахт с наличием значительного числа мокрых выработок в нарезке и отработке (от 10 до 40%) крепким полотном, скалистыми низами или значительной валунистостью по забоям приведен в табл. 85.

Таблица 85

**Количество рабочей силы для разработки шахт с большим количеством мокрых выработок**

Количество рабочей силы на 1 м <sup>3</sup> добытых песков	Система коротких столбов без обрушения	Система коротких столбов с обрушением	Система длинных столбов с обрушением
Количество рабочих по шахте без проходки основного штрека . . . . .	1,85—2,40	1,75—2,25	1,65—2,15
В том числе забойных рабочих . . . . .	0,95—1,35	0,95—1,35	0,90—1,15

Механизация откатки в пределах выемочного участка с помощью транспортеров дает уменьшение расхода рабочей силы на 15—25% за счет уменьшения числа рабочих забойной группы на 20—40%.

Уменьшение или увеличение плотности запасов (ширины россыпи) изменяет приведенные показатели по рабочей силе в сторону их увеличения или уменьшения, так как при этом меняется удельный вес затрат на проходку основного штрека. Без учета последнего величина расхода рабочей силы от плотности россыпи не зависит (приведенные данные основаны на опыте эксплуатации Ленского и Алданского районов).

Таким образом при прочих равных условиях, система разработки длинными столбами является в части расходования рабочей силы наиболее рациональной из всех столбовых систем разработки россыпей подземным способом. При этом наименее ощутимы преимущества этой системы для случая разработки россыпей, характеризующихся тяжелыми условиями эксплуатации, так как совершенно естественно, что в этом случае невысокая произ-



водительность труда, сложность рабочего процесса и обязательность специальных форм крепления уменьшают в известной степени выгоды системы длинных столбов.

Расход крепежного леса сравнительно мало колеблется в зависимости от условий работы, но чрезвычайно существенно изменяется в зависимости от системы разработки. Многолетний опыт работ на Ленских и Алданских приисках позволяет вывести следующие нормы расходования крепежного леса для различных систем разработки (табл. 86).

Таблица 86

Расход крепежной древесины на 1 м<sup>3</sup> добытых песков в м<sup>3</sup> плотности массы

Система разработки	Россыпи та- лые, без при- тока воды с устойчивой кровлей	То же, с притоком воды и не- устойчивой кровлей в 10% всех забоев	То же, с притоком воды и сла- бой кров- лей в 20— 40% забоев
Короткими столбами, без обрушения кровли:			
огнивого леса (огнива, стойки, пали) . .	0,128	0,140—0,145	0,145—0,160
подхватного леса . . . . .	0,050	0,055	0,060
досок . . . . .	0,002	0,005	0,008
Итого . . . . .	0,180	0,200—0,205	0,215—0,230
Короткими столбами с обрушением кровли:			
огнивого леса (огнива, стойки, пали) . .	0,090	0,102	0,113
подхватного леса . . . . .	0,018	0,023	0,032
досок . . . . .	0,002	0,005	0,008
Итого . . . . .	0,110	0,130	0,153
Длинными столбами с обрушением кровли:			
огнивого леса (огнива, стойки, пали) . .	0,078	0,096	0,107
подхватного леса . . . . .	0,018	0,021	0,027
досок . . . . .	0,002	0,005	0,008
Итого . . . . .	0,098	0,122	0,142

Таким образом система разработки длинными столбами является наиболее экономичной в части расходования крепежного леса, особенно резко отличаясь от системы разработки короткими столбами без обрушения кровли.

При этом особое значение имеет то обстоятельство, что уменьшение расхода леса идет особенно резко по линии подхватного, т. е. наиболее толстого, высокосортного, а следовательно, и наи-



более дорогого леса. Поэтому в денежном выражении разница в расходовании крепежного леса представляется еще более резкой.

Расходование прочих материалов (взрывчатых, осветительных, смазочных, железа и др.) в зависимости от характера системы разработки в основном существенно не изменяется, обуславливаясь в каждом отдельном случае факторами иного порядка: крепостью грунта (взрывчатые), вещества, способом освещения (осветительные), способом откатки и т. д.

**Расход взрывчатых.** В грунтах с коэффициентом крепости  $f=0,6-0,8$  (I и II класс по нормировочнику), главным образом, для подрыва полотна и взрывания валунов расходуются взрывчатых веществ в переводе на 62%-ный динамит от 0,005 до 0,020 кг на 1 м<sup>3</sup> песков.

В грунтах с коэффициентом крепости  $f=1,0-1,5$ , скалистым полотном и низами и значительной валунистостью (грунты III и IV классов) расход 62%-ного динамита составляет от 0,050 до 0,080 кг.

В грунтах очень плотных, с повышенной валунистостью и скалистостью низов и полотна, с наличием вечной мерзлоты, не оттаявшей в процессе оттайки, этот расход повышается до 0,090—0,120 кг.

При работе в вечной мерзлоте с оттайкой врубами, образуемыми с помощью ручного или механического бурения и взрывных работ, расход взрывчатых в переводе на 62%-ный динамит составляет 0,140—0,180 кг на 1 м<sup>3</sup>.

**Расход свечей** при отсутствии электрического освещения составляет в среднем около 0,090—0,120 кг на 1 м<sup>3</sup> добытых песков. При наличии же по штрекам и просечкам электрического, ацетиленового или иного освещения и при употреблении свечей только в забоях расход их в среднем составляет от 0,030—0,35 кг для шахт со слабой вентиляцией и до 0,040—0,50 кг для шахт с усиленной вентиляцией.

**Расход электрической энергии** для освещения выработок составляет обычно (если освещаются только штреки, просечки и откаточные пути) 0,30—0,40 kWh на 1 м<sup>3</sup> добытых песков.

Соответственно этим основным техническим показателям, характеризующим каждую из систем разработки, отличной друг от друга, представляется и стоимость добычи песков тем или другим способом.

Обычно в условиях применения различных систем разработки, но в одинаковых экономических условиях, стоимость добычи 1 м<sup>3</sup> песков в случае разработки россыпи системой длинных столбов с обрушением кровли в среднем ниже стоимости добычи при системе коротких столбов на 20—23%.

**Преимуществами системы разработки короткими столбами** являются:



Возможность быстрого развертывания добычных работ и пуск шахты на полную производственную мощность задолго до окончания подготовительных работ.

Возможность разрабатывать вечномерзлые полигоны с пожарами в условиях быстрого развертывания добычи шахты на полную мощность, что особенно важно в тех случаях, когда не представляется возможным оборудовать паровую оттайку.

**Недостатками системы разработки короткими столбами являются:**

Большой расход крепежных материалов и повышенный расход рабочей силы на единицу добычи.

Невозможность сохранять нарезанное поле шахты в течение продолжительного времени, так как большое давление кровли быстро разрушает крепь и выработки. Поэтому консервация или приостановка работ при системе коротких столбов всегда связана с более или менее крупными расходами и обширными последующими переделками выработок.

Неприменимость системы для больших шахтных полей.

Повышенная стоимость добычи песков.

**Преимуществами системы разработки длинными столбами с обрушением являются:**

Экономное расходование рабочей силы на единицу добычи.

Высокий процент возврата крепежного леса и, следовательно, пониженный расход материалов на единицу добычи.

Возможность разрабатывать длинные шахтные поля и сохранять нарезанные полигоны продолжительное (практически неограниченное) время. Возможность отрабатывать (особенно при системе вскрытия шахтами со штреками в бедроке) отдельные участки в любой точке шахтного поля. Возможность широкой механизации рабочих процессов как в пределах выемочного поля, так и за его границами.

**Недостатками системы разработки длинными столбами с обрушением являются:**

Замедленный темп нарастания добычи по шахте с момента начала подготовительных работ до момента развертывания добычи на полную мощность шахты. Невозможность применять пожары для оттайки вечной мерзлоты.

Невозможность применения в узких россыпях.

**Система разработки короткими столбами с обрушением кровли,** являясь промежуточной между первыми двумя, имеет те же преимущества, что и система коротких столбов без обрушения кровли, но одновременно значительно выгодней в части расходования материалов и рабочей силы и стоимости добычи 1 м<sup>3</sup> песков. Вместе с тем эта система обладает и недостатками системы коротких столбов без обрушения кровли.



На основании всего сказанного о системах разработки россыпей подземным способом можно сделать следующие выводы относительно выгоды применения той или иной системы:

**Система разработки отдельными камерами** (ямами) как система экстенсивная должна быть отвергнута в практике организованной разработки россыпей.

**Система разработки поперечными лентами** является наивыгоднейшей при разработке небольших старательских шахт и делян, длина которых не превышает 20—30 м в том случае, когда величина шахтного поля исключает возможность применения более совершенной системы разработки.

**Система разработки короткими столбами без обрушения кровли** может найти применение только в условиях разработки вечномерзлых россыпей, когда по состоянию оборудования предприятия нет возможности механизировать проходку штреков и в то же время необходимо в кратчайший срок развернуть добычные работы. Эта система возможна только для разработки россыпи, вскрытой отдельными шахтами или штольнями с короткими полями.

**Система разработки короткими столбами с обрушением кровли** удобна при разработке нешироких (25—50 м) талых россыпей, вскрытых отдельными шахтами или штольнями с короткими полями, а также может быть применена при разработке широких россыпей, когда требуется быстрое развертывание золотодобычи и быстрое доведение производительности шахт до максимума.

**Система разработки длинными столбами с обрушением кровли** является наиболее совершенной при разработке талых россыпей, однако требует обязательного соблюдения правил стабильности запасов подготовительных песков, так как с момента начала подготовительных работ до момента разворота добычи на полную мощность проходит обычно не менее 4—5 мес. Эта система применима в любых условиях вскрытия россыпей шире 35—40 м.

## § 21. ПРОМЫВКА ПЕСКОВ<sup>1</sup>

Промывка песков представляет собой одну из наиболее ответственных операций добычи россыпного золота. Организация промывки, правильный выбор и конструкция промывального прибора являются решающими факторами в полноценном использовании добытого из шахт и разрезов золотоносного материала.

Промывка песков является процессом мокрого обогащения мелкого материала с помощью нисходящей (текущей по наклон-

<sup>1</sup> В этом разделе использованы некоторые данные и рисунки из брошюры „Извлечение золота из россыпей“, 1933 г.



ной плоскости) струи воды. Скорость падения в воде частиц различных тел различной величины не одинакова. Чем меньше диаметр частицы одного и того же минерала, тем скорость ее падения меньше.

В табл. 87 приведена скорость падения в воде частиц серебристого золота (уд. вес 15—18) и кварца (уд. вес 2,7) различных диаметров (по Риттингеру).

Таблица 87

Скорость падения частиц минералов в воде в мм/сек

Диаметр частиц, мм	10	8	6	4	3	2	1	0,5
Серебристого золота .	0,9	0,8	0,7	0,57	0,5	0,4	0,29	0,20
Кварца . . . . .	0,30	0,27	0,24	0,19	0,17	0,14	0,10	0,07

Из табл. 87 видно, что скорость падения частиц минералов быстро уменьшается с уменьшением их величины. При очень небольших диаметрах частиц скорость падения очень мала. Этим объясняется весьма медленное осаждение мути в воде.

Для создания условий осаждения данного материала необходимо, чтобы скорости движения воды соответствовали диаметру зерен материала. Поэтому материал должен быть отсортирован по крупности, так как иначе невозможно создать условия равного падения.

Условия осаждения материала выражены основной формулой Риттингера:

$$v = 2,44 \sqrt{d (\delta - 1)},$$

где:

$v$  — скорость падения, мм;

$\delta$  — удельный вес частиц;

$d$  — диаметр частиц, мм.

Эта же формула дает величину скорости восходящей струи воды, в которой частица данного удельного веса и диаметра остается во взвешенном состоянии. Формула является основной при решении вопроса о конструкции промывальных приборов.

Для правильного осуществления процесса промывки необходимо, чтобы уклон промывального прибора и скорость воды, а следовательно, и ее количество соответствовали крупности промываемого материала.

В практике для промывки песков существует значительное количество различных приборов, из которых наиболее распространенными являются следующие:



Лоток — простейший прибор, представляющий собой плоский деревянный или металлический таз (фиг. 208). Металлический лоток имеет диаметр 250—300 мм — по дну и 400—500 мм — по верху и глубину от 60 до 75 мм. Деревянный лоток квадратной формы делается длиной 600—650 мм, шириной 400—450 мм и глубиной 60—65 мм и изготавливается из одного куска дерева.



Фиг. 208. Промывка на деревянном лотке.

Промывка на лотках требует большой практики и искусства. Лоток наполняется породой на две трети своей емкости (около 10—12 кг песков), погружается в бассейн с водой, где и производится размешивание массы гребком. Это нужно для того, чтобы достигнуть наилучшего обмывания водой каждой частицы. Комки глины тщательно растираются, а крупные камни обмываются и выбрасываются. Затем, держа лоток навесу, слегка наклонно, промывальщик дает ему вращательно-сотрясательное движение, при котором легкий материал уносится водой. Время от времени промывальщик размешивает материал гребком и удаляет крупную галю. Когда весь материал смыт, на дне лотка остается черный шлик и золото. При опытности промывальщика можно достичь совершенного улавливания материала. Однако работа на



лотке очень медленна и мало производительна. Поэтому лоток как промывальный прибор применяется только при промывке проб на старательских работах, на доводке у старателей и в качестве промывального прибора у одиночек-золотничников. При пользовании лотком на доводке у золотничников-старателей доводка, во избежании потери золота, производится обычно в общем зумпфе (фиг. 209).

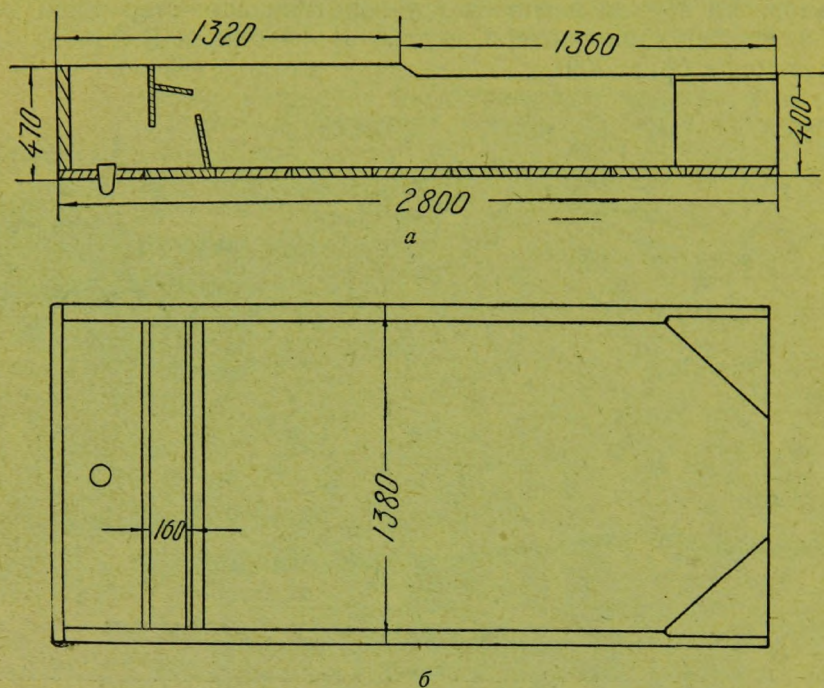


Фиг. 209. Доводка шлихов на лотке у старательских артелей в общем зумпфе.

Вашгерд — более совершенный по производительности, чем лоток, промывальный прибор (фиг. 210). Наивыгоднейший уклон вашгерда в каждом случае определяется опытом из расчета осаждения зерен золота наименьшего типичного размера. Обычно этот уклон не превышает 0,01. Промывка на вашгерде производится следующим образом. В головную часть вашгерда заваливают пески в количестве 30—50 кг и пускают воду. Затем, работая гребком и сапогами, промывальщик раздавливает комья глины и породы и протирает материал, стараясь возвращать гребком шлам, относимый водой вниз по вашгерду. Так продолжается до тех пор, пока на приборе останется только небольшое количество материала. Затем повторяют завалку материала до тех пор, пока не будет переработано 200—300 кг. На этом оканчивается первая стадия промывки на вашгерде — протирка, и начинается вторая стадия — сокращение до серого шлиха. Поступление воды уменьшается, и промывальщик, работая гребком, сгребает несколько раз материал к головке до тех пор, пока у головки не останется только серый шлик. Затем на этом же вашгерде или вашгерде меньших размеров серый шлик до-



водится до черного, причем промывальщик в этом случае действует вместо гребка специальной дощечкой и волосяной щеткой, тщательно отделяя пустой материал от золота, пока в головке вашгерда не останется золото с некоторым количеством



б  
Фиг. 210. Вашгерд.

черного шлиха. Затем золото собирают в металлический совок, просушивают на огне и отдувают. В случае очень мелкого золота на вашгерд добавляется ртуть.

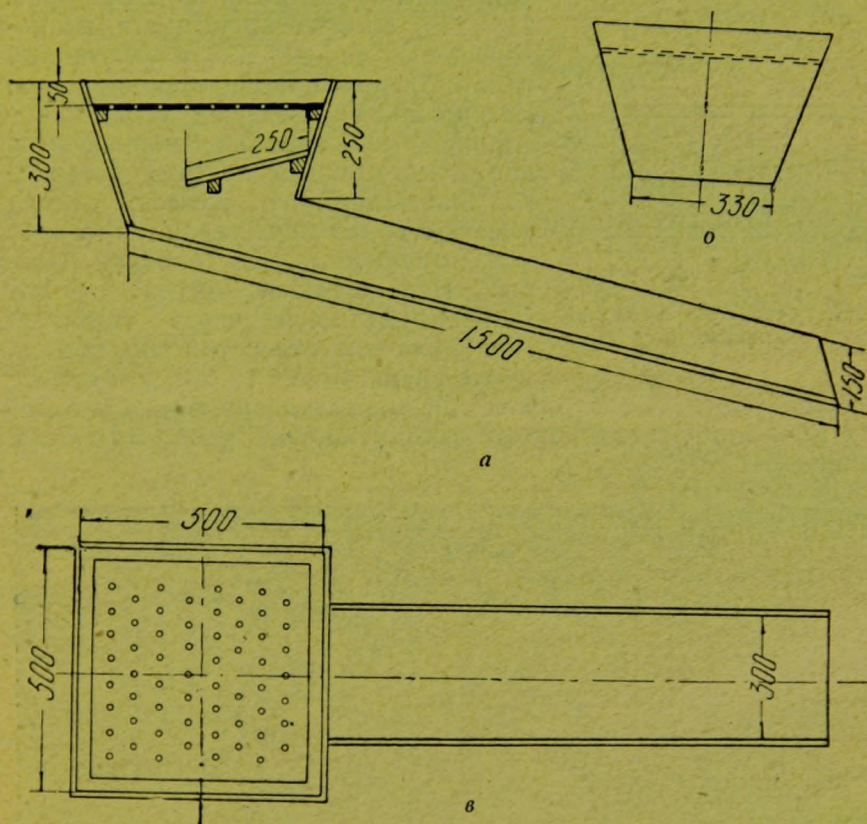
Вашгерд служит исключительно для промывки проб при эксплуатации и разведке и для доводки породы, снимаемой с крупных промывальных приборов.

Американка — простейший прибор для небольших старательских артелей в 3—5 чел. — представляет собой небольшой желоб шириной от 250 до 450 мм и глубиной около 200 мм с уложенными по его дну золотоулавливающими матами из хвороста. Желоб покрывается сверху бутарным железом, на котором протирается гребком поступающий для промывки материал. Такая американка является прототипом американского шлюза. Производительность американки обычно не превышает 1,5—3,0 м в смену. Уклон американки к горизонту очень разнообразен и изменяется от 0,05 до 0,30.

Американка, не имея никаких устройств для сортировки материала, является наиболее несовершенным прибором для массовой промывки.



Ручная бутара представляет собой более сложный, чем американка, промывальный прибор, имеющий некоторые элементы устройства, направленные к сортировке материала. В отличие от американки бутара является шлюзом, у которого лишь верхняя часть (головка) покрыта железным грохотом (фиг. 211, 212, 213). Проходящий через грохот материал, прежде чем попасть на шлюз, должен пройти по нескольким наклонным плоскостям или оборотам, которые способствуют перемешиванию



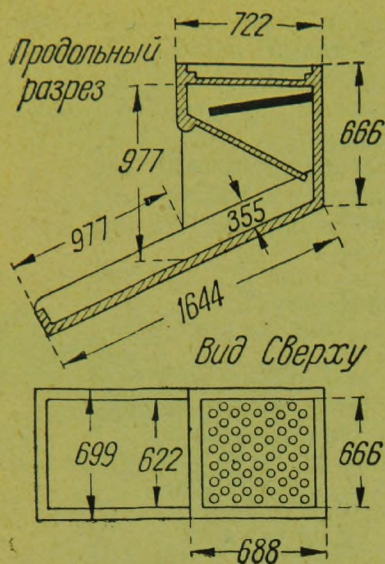
Фиг. 211а, б и в. Ручная бутара с одним маршем.

промываемого материала. Количество оборотов бывает от одного до трех.

Производительность ручной бутары не превышает 4—5 м<sup>3</sup> в смену.

Очень часто применяется комбинация бутары с американкой (желобом), причем последний ставится или до чаши бутары (фиг. 214) или в конце ее (фиг. 215). Почти не увеличивая производительности устройства, американка способствует более со-



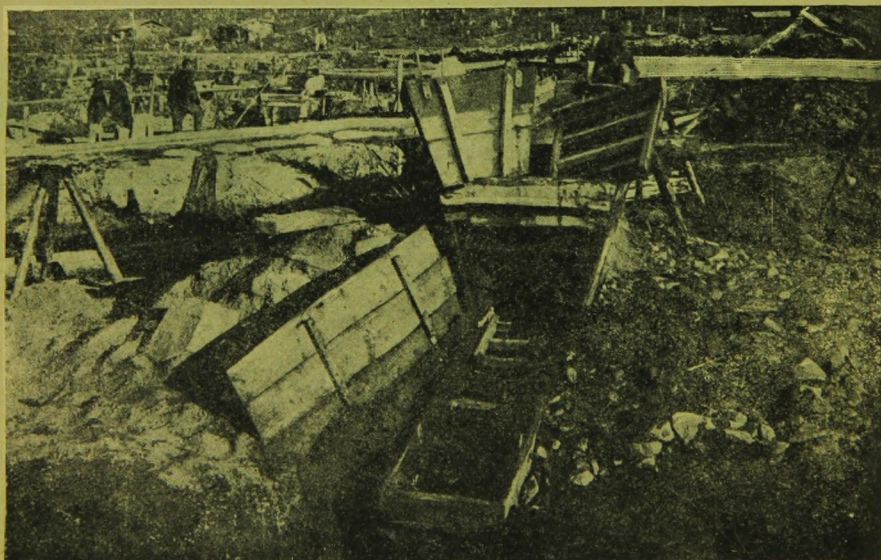


Фиг. 212. Ручная бутара с двумя маршами.

крупности гальки. Вода для орошения песков на бутаре подводится по желобу, от которого отходит боковой желоб на американку.

вершенной промывке материала. На фиг. 216 показана организация водоснабжения старательских бутар из единой питательной канавы.

Конная бутара — прибор того же типа, что и ручная бутара, но рассчитанный на большую производительность. Доставка песков в этом случае производится не вручную, а лошадьми (фиг. 217). Бутара (фиг. 218, 219) состоит из помоста, на который заходит лошадь с таратайкой и на котором помещается воронка. Пески, поступившие из таратайки в воронку, попадают на американку с дном, выложенным листами бутарного или листового железа, откуда вместе с водой перегребаются на грохот, помещенный над головкой бутары. Непрошедшая через грохот галька удаляется через галечный люк. Величина отверстий грохота изменяется от 10 до 18 мм, смотря по

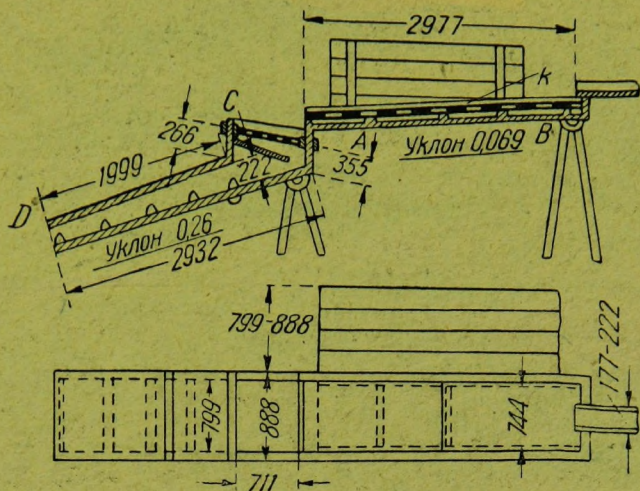


Фиг. 213. Общий вид типовой ручной бутары в раскрытом виде.

Уклон шлюзов бутары колеблется в очень широких пределах от 0,1 до 0,3 и иногда доходит до 0,5.

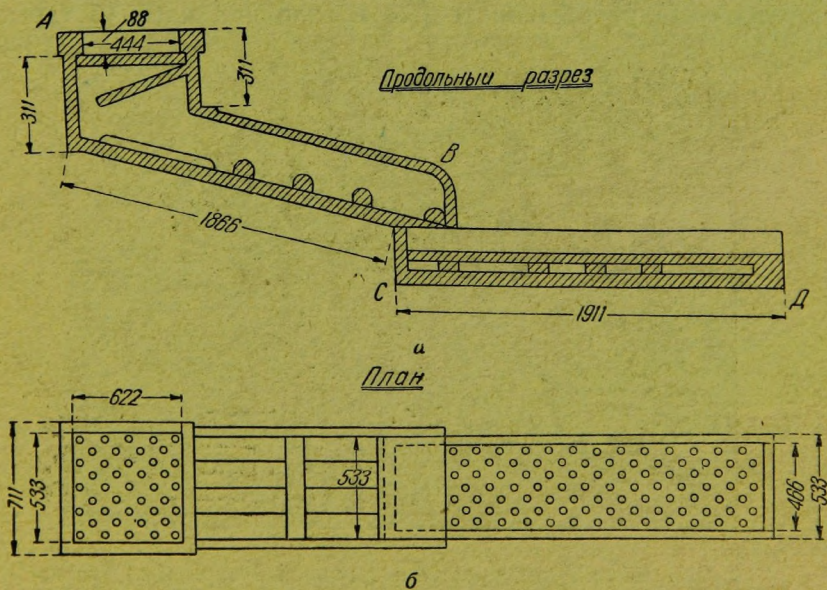


Производительность бутары максимально 20—30 м<sup>3</sup> в смену при штате рабочих в 3—4 чел.



Фиг. 214. Бутара ручная с американкой до чаши.

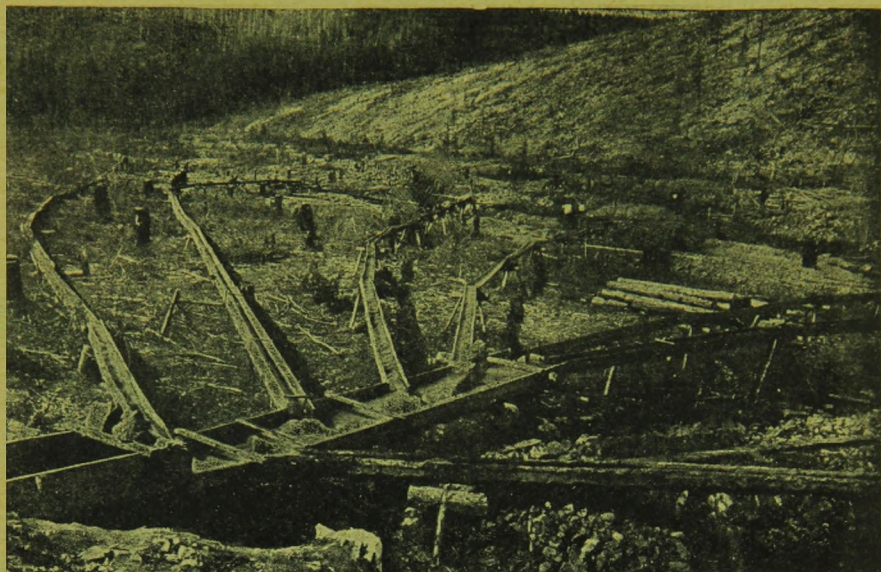
Добавление американки с плинтусами и трафаретами в конце бутары, не повышая производительности, способствует улучшению улавливания за счет увеличения поверхности улавливания.



Фиг. 215а и б. Бутара ручная с американкой в хвосте.

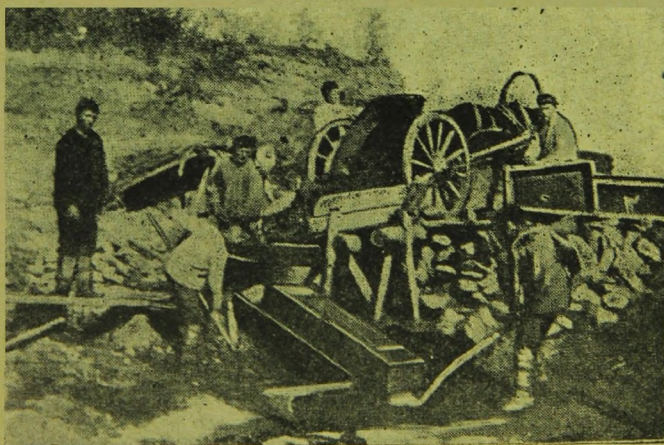
Плоскости шлюзов бутары устилаются плитками и деревянными или металлическими трафаретами, под которые кладется





Фиг. 216. Общий вид питания старательских делян из одной общей канавы.

грубое сукно или плетеные волосяные коврики (маты). Коврики или сукно кладут обычно только в головной части бутары.

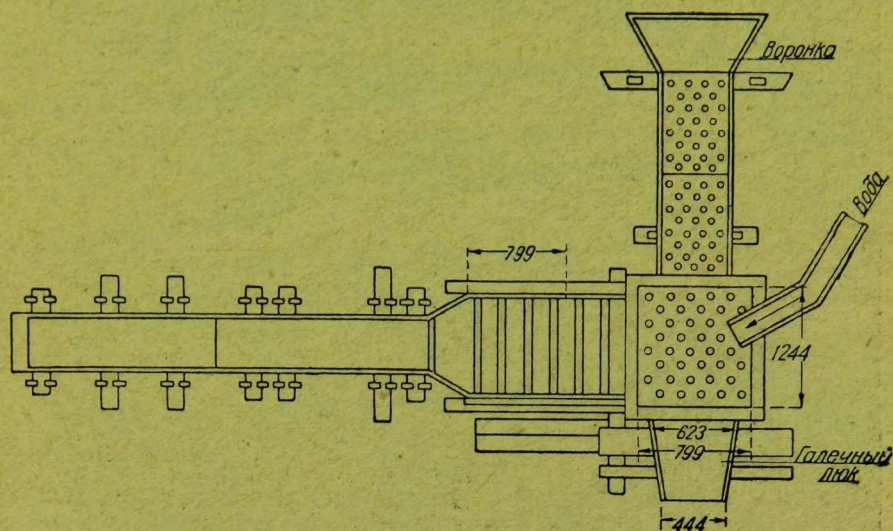


Фиг. 217. Общий вид простейшей конной бутары (Забайкалье).

Как правило, бутары обладают сравнительно небольшошй производительностью при высокой затрате рабочей силы и употреб-ляются почти исключительно старателями.

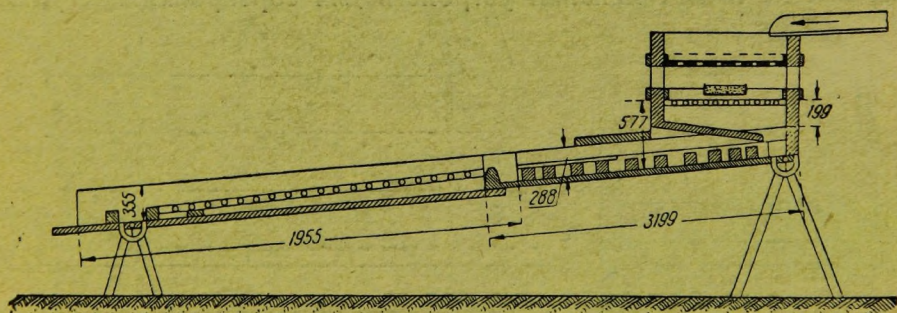


Американский шлюз является наиболее распространенным типом промывального прибора. В простейшем виде он представляет собой деревянный или металлический желоб длиной от



Фиг. 218. План и продольный разрез конной бутары нормального типа.

15 до 90 м, шириной от 350 до 800 мм, поставленный с уклоном от 0,05 до 0,15 (фиг. 220, 221, 222). Дно желоба устилается различного рода улавливающими трафаретами, деревянными или металлическими, из которых наиболее распространены деревян-

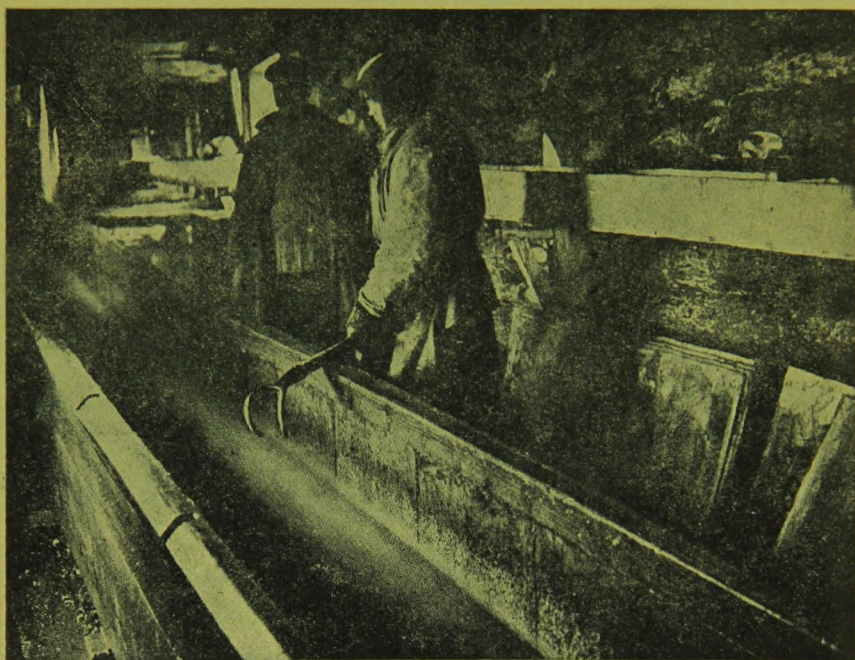


Фиг. 219. План и продольный разрез конной бутары нормального типа.

ная решетка (фиг. 223), металлический трафарет с прямоугольными (фиг. 224) или овальными ячейками (фиг. 225), трафарет из деревянных шашек (преимущественно на гидравлических разработках, фиг. 226), трафареты Робинзона (фиг. 227), в углубления которых заливается ртуть. Длина каждого возвышения 300 мм и углубления 325 мм.

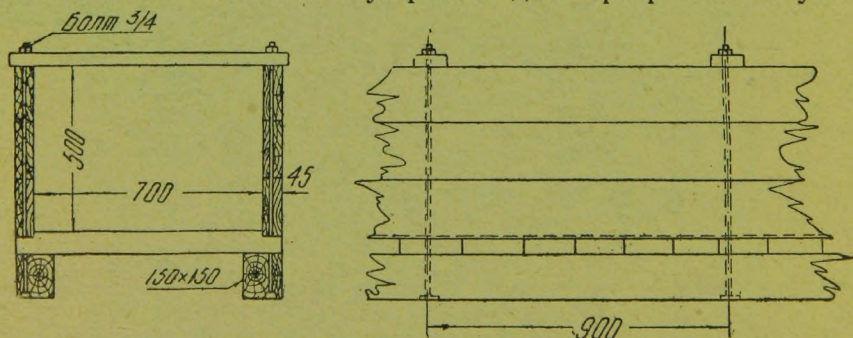


Примитивные шлюзы, к которым относятся обычные желоба для летней промывки, колоды для промывки песковых отвалов



Фиг. 220. Колода американского шлюза. Общий вид.

и пр., совершенно не отвечают требованиям улавливания золота, так как не имеют никаких устройств для сортировки поступаю-

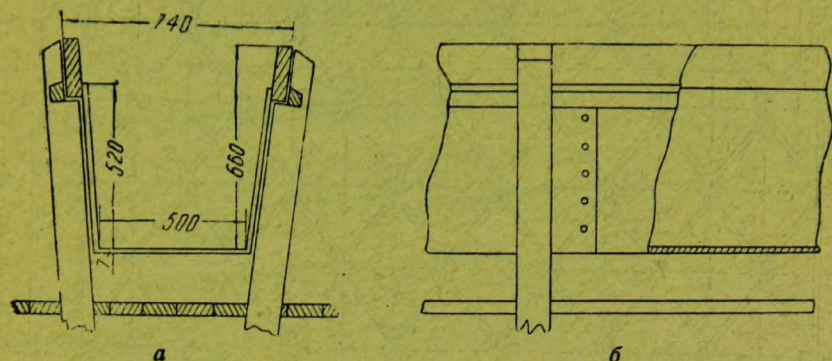


Фиг. 221. Поперечный и продольный разрез деревянной колоды американского шлюза.

щего на промывку материала. В практике сортировка до известной степени осуществляется приданием шлюзу очень значительной длины с различными уклонами отдельных частей шлюза, уменьшающимися от его головки к хвосту. Вследствие этого в различных частях шлюза имеют место различные условия скоро-

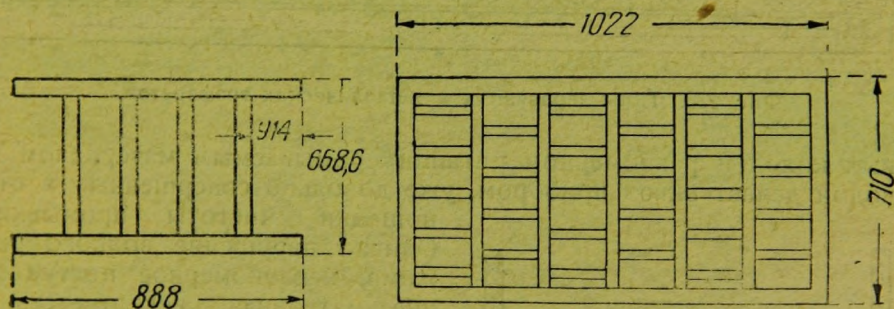


сти движения воды и осаждения материала. Уклон, прилаваемый различным частям желоба шлюза, варьирует в широких пределах и зависит от характера промываемого материала. Для промыви-



Фиг. 222а и б. Разрезы железной колоды.

стых и более или менее однородных по крупности грунтов уклоны даются от 0,11 в головке до 0,06 в хвосте; для плохо промывистых, крупнообломочных грунтов уклон колеблется от 0,16 в головке до 0,08 и даже до 0,100 в хвосте.

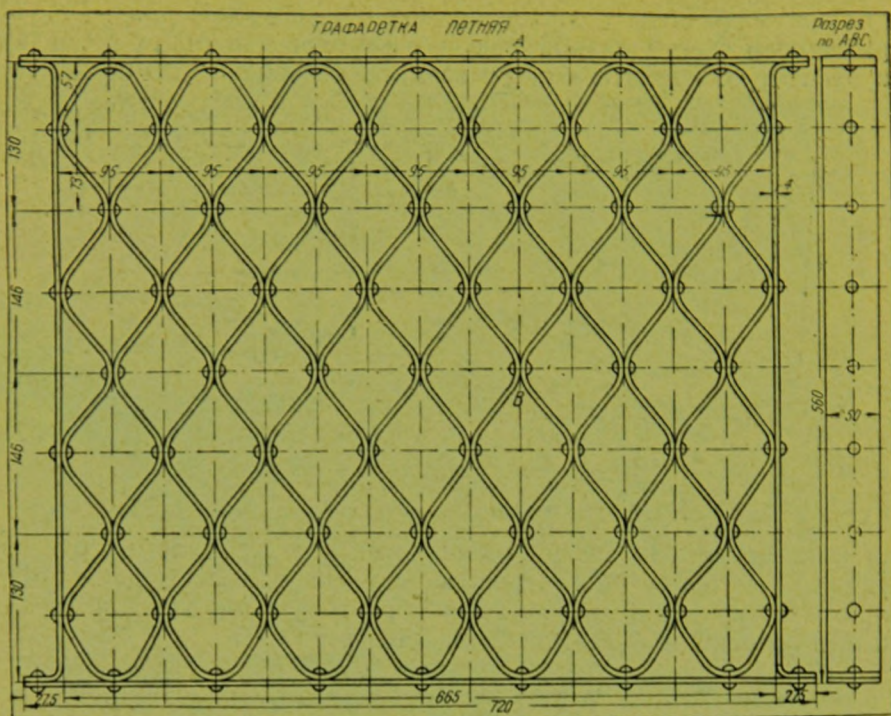


Фиг. 223. Типы деревянных и металлических трафаретов.

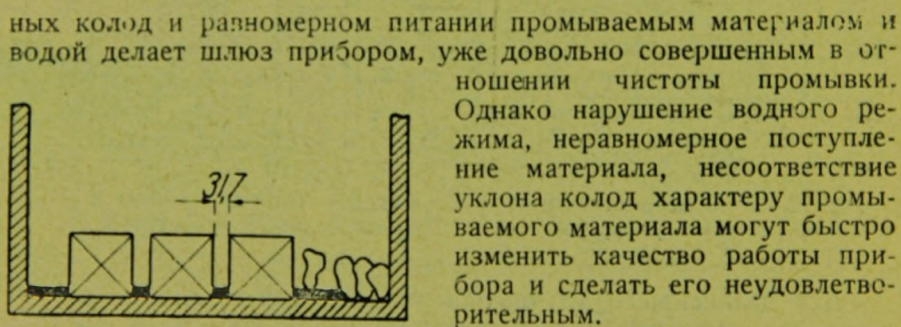
Фиг. 224. Типы деревянных и металлических трафаретов.

Для дальнейшего улучшения условий сортировки и улавливания в последней части шлюза, на расстоянии от 5 до 10 м от его конца, в колоде вырубается часть дна, которая перекрывается листами бутарного железа длиной 2,0—2,5 м с отверстиями от 10 до 15 см. Пески, проходя по бутарному листу, проваливаются сквозь его отверстия и попадают на так называемые подшлюзки (фиг. 228), плоскость которых устанавливается с уклоном 0,04—0,05. Подшлюзки обычно имеют ширину от 750 до 1000 мм и устилаются металлическими сетками с плетеными ковриками. Отсортированные таким образом мелкий материал и мелкое золото обогащаются уже в условиях сравнительно однородного по крупности грунта, что значительно улучшает работу шлюза и при правильно подобранных уклонах его отдель-

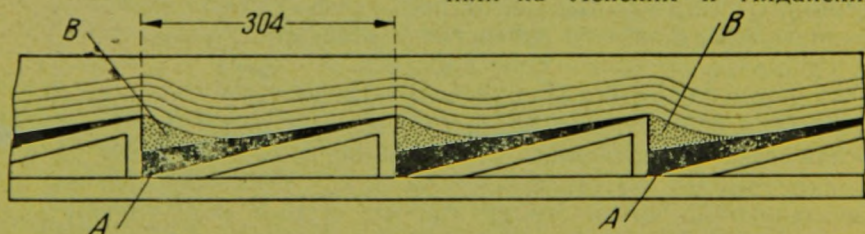




Фиг. 225. Типы деревянных и металлических трафаретов.



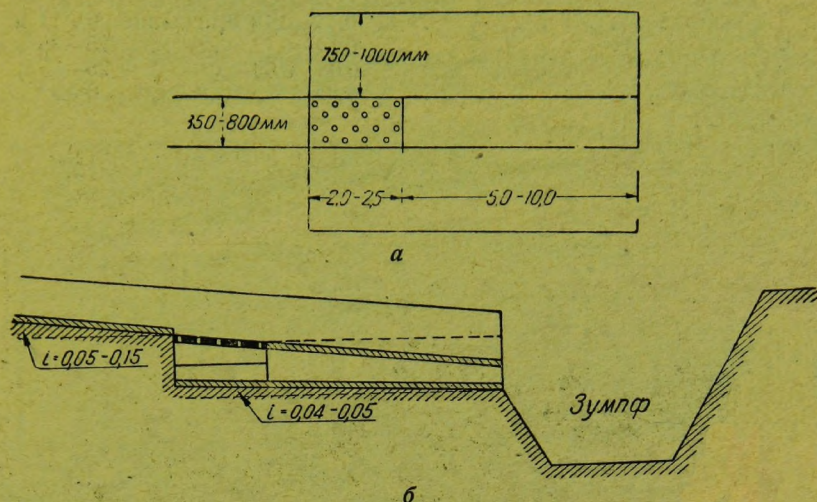
Фиг. 226. Типы деревянных и металлических трафаретов.



Фиг. 227. Типы деревянных и металлических трафаретов.

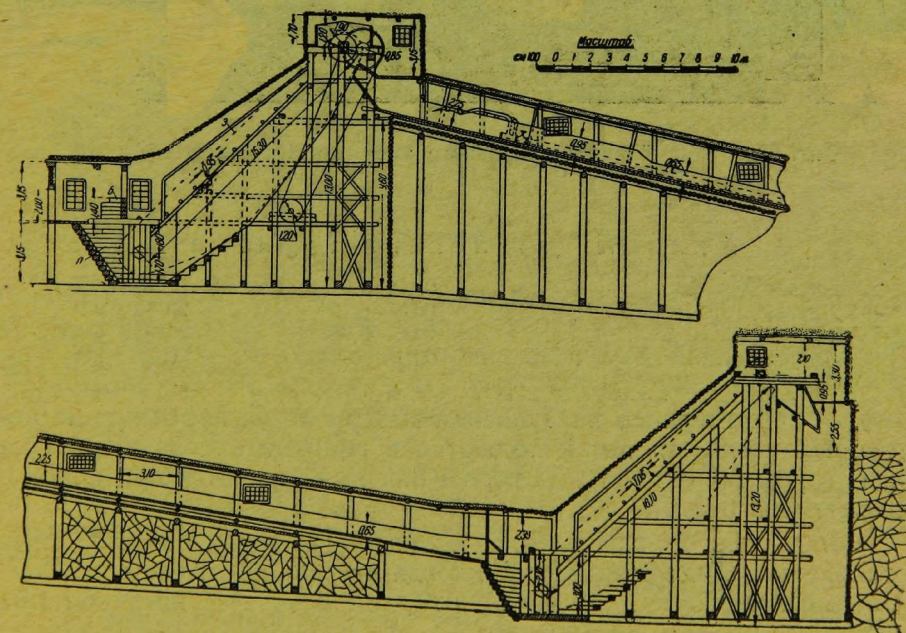


приисках, где были разработаны наиболее совершенные типы этих приборов. Схематический разрез типичного ленского шлюза представлен на фиг. 229. Внешний вид упрощенных шлюзов дан



Фиг. 228. Подшлюзки.

на фиг. 230. Обычная длина колод шлюза для промывных и мелких грунтов — 45—60 м, для тяжелых и непромывистых — 75—90 м.



Фиг. 229. Схематический разрез типичного ленского шлюза с песковым и галечным элеваторами-водобоями (пр. Софийский, Артемов. управл. Лензолото).



Ширина колод по дну от 45 до 71 см, наиболее употребительное сечение — 62 см.

#### Уклоны для тяжелых грунтов:

1-я часть . . . . .	0,15—0,18	при длине	9—12 м
2-я „ . . . . .	0,10—0,12	„ „	25—35 „
3-я „ . . . . .	0,08—0,09	„ „	25—35 „
Подшлюзки . . . . .	0,05	„ „	6—9 „



Фиг. 230. Общий вид упрощенного американского шлюза (Алдан)

#### Уклоны для легких грунтов:

1-я часть . . . . .	0,11—0,14	при длине	9 м
2-я „ . . . . .	0,08—0,10	„ „	20—25 м
3-я „ . . . . .	0,06—0,08	„ „	20—26 „
Подшлюзки . . . . .	0,04	„ „	6—9 „

Для равномерного поступления материала на промывку на некоторых приборах пески подаются в головку шлюза ковшевым элеватором из зумпфа, в который они вываливаются при опрокидывании вагонеток.

Для лучшего разрыхления тяжелых грунтов попадающий в головку материал обмывается иногда встречной струей воды, подаваемой двумя или тремя мониторами с  $\frac{1}{2}$ — $\frac{3}{4}$ " насадкой под напором 2—3 ат.

Большим злом в работе шлюзов являются крупные камни, заваливающие колоду и нарушающие нормальное течение про-



мывки. Для устранения камней между люком опрокидывателя и дном головки шлюза, вдоль его, между верхними краями колоды, настилается решетка из продольных железных брусьев толщиной  $25 \times 25$  мм, имеющая тот же наклон, что и шлюз. Брусья располагаются на расстоянии 100—125 мм друг от друга. Падая на решетку, мелкий материал проваливается в колоду, а крупные камни скатываются на брусья решетки и отводятся особым отводом в сторону от колоды. При этом порода на решетке непрерывно орошается струей воды из водобоя.



Фиг. 231. Конный шлюз (Алдан). Общий вид совершенно аналогичен конной бутаре.

Удаление продуктов промывки производится механизированным способом, с помощью ковшевого элеватора, выбирающего эфель и галю из зумпфа, в который она попадает из колоды.

Элеватор подает породу в люк, откуда она высыпается в опрокидывающиеся вагонетки, которые отвозятся конной или электрической тягой (бесконечным канатом) на отвал.

Максимальная производительность такого шлюза определяется в  $150—250 \text{ м}^3$  в смену.

В тех случаях, когда по состоянию оборудования или производительности прибора устройство галеподъемного элеватора невозможно, продукты промывки из колоды попадают в чашу размером  $200 \times 150$  см, устраиваемую в конце шлюзов. Чаша представляет собой бутарный лист с отверстиями 10—15 мм, слегка наклонный в сторону галечного люка. Материал, попадая на чашу, освобождается от воды и мелких частей породы (эффиля), которые проваливаются сквозь отверстия бутарного железа в желоб, отводящий их к эфельным воронкам. Галя с бу-



тарного листа сталкивается механическим сталкивателем или рабочим вручную, с помощью гребков, в галечный люк, из которого она попадает в вагонетки и отвозится в отвал (фиг. 232). Вода с эфеля, проходя через эфельные воронки, осаждает в них эфель и со взвешенными в ней частицами ила уходит в эфельную канаву шлюза.

Американские шлюзы такого типа очень легко приспособляются для круглогодичной промывки путем помещения колоды со всеми сооружениями в специальное здание, отопляемое печами или имеющее паровое отопление (фиг. 233, 234).

В табл. 88 приводим некоторые данные, характеризующие работу американских шлюзов улучшенного типа (опыт работ Лены).

Таблица 88

Процентное распределение золота по колоде шлюза

Шлюз Части колоды шлюза	Шахта А	Шахта В	Шахта С
1-я часть (головка), длина 10 м, уклон 0,16 . . . . .	92,01	90,31	90,57
2-я часть, длина 30—35 м . . . . .	3,18	8,08	7,37
3-я часть, длина 30—35 м . . . . .	1,68	1,05	1,59
4-я часть (подшлюзки) . . . . .	0,13	0,34	0,47
Крупные самородки (подъемные) весом свыше 100 г . . . . .	3,00	Отдельно не учитывалось	Отдельно не учитывалось
Итого . . . . .	100	100	100

Таким образом основное количество золота (90—92%) улавливалось на первых 10 м длины шлюза или, кругло, на первых 10% всей улавливающей поверхности шлюза. Несмотря на это, снос золота в отвал составлял при высоком содержании золота в песках по первым двум шлюзам от 1,4 до 1,8%, а по третьему 1,0—1,25% ко всему золоту, приходящемуся на 1 м<sup>3</sup> добываемых песков.

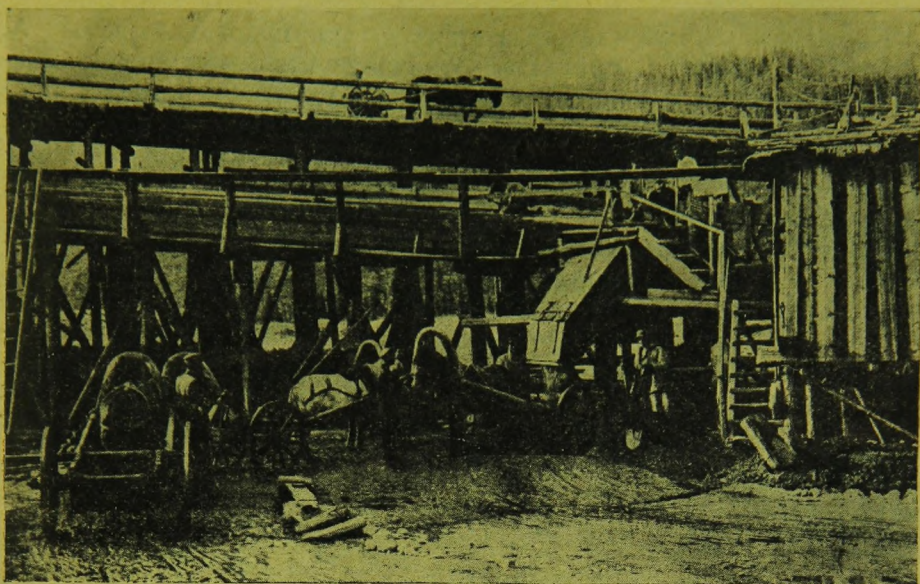
В табл. 89 приведено распределение золота по классам, определившее указанные результаты.

Таблица 89

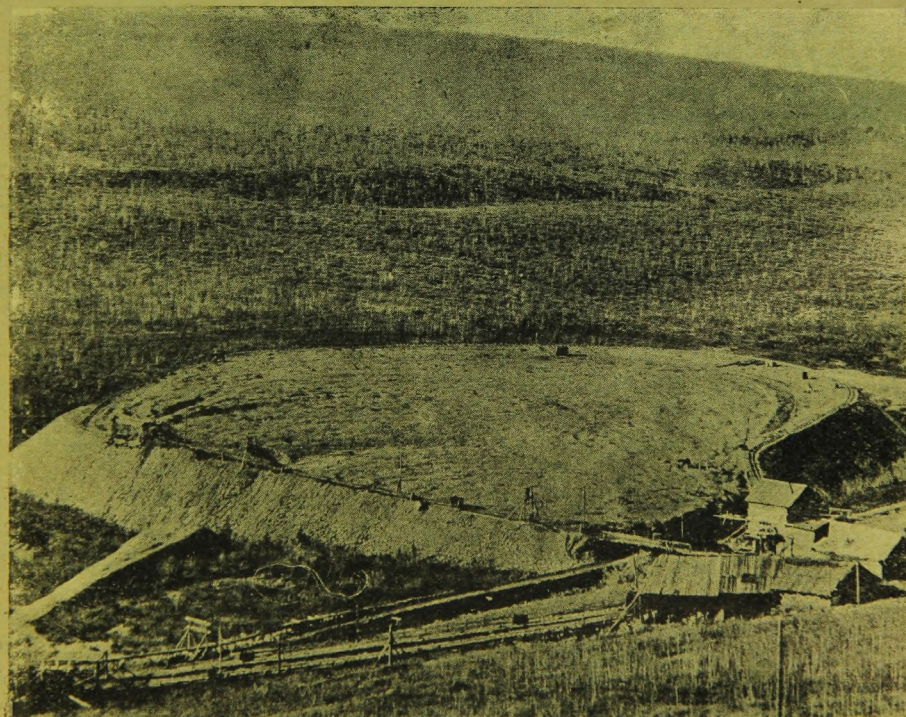
Процентное содержание золота по классам

Шлюзы Класс, мм	Шахта А	Шахта С	Шахта D
До + 8	24,9	15,5	5,7
+ 8 — 4	24,6	23,1	14,8
+ 4 — 2	27,4	28,0	32,9
От — 2,0	23,1	33,4	48,6





Фиг. 232. Галечные люки шлюза (Алдан).

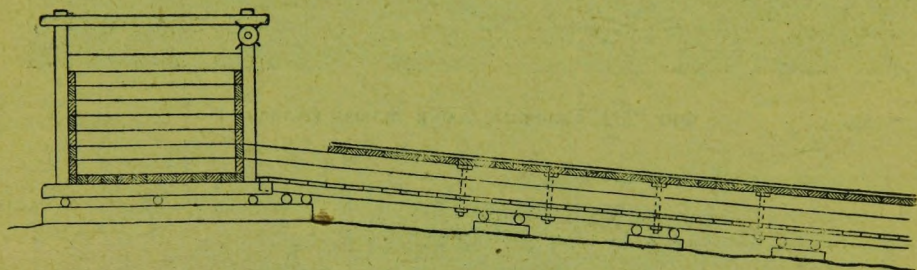


Фиг. 234. Общий вид на центральный теплый шлюз Ленинского управления и его отвалы.



Характер песков, промывавшихся на шлюзах шахты А, шахты В и шахты С приисков, отличался исключительной «мясниковатостью», что весьма затрудняло и ухудшало процесс промывки. При этом наиболее трудными для промывки качествами отличались пески шлюза шахты А. Наиболее легкими для промывки являлись пески шлюза шахты D, характеризовавшиеся одновременно и высоким процентом мелкого золота.

Наблюдения показывают, что чем промывистей пески и однородней по крупности золото, тем меньше снос золота со шлюза. Наименьший снос наблюдался на шлюзе шахты D и шахты Е, где количество сносимого золота выражалось некоторой долей процента (0,05—0,15%) и определялось понятием «знаки». Наибольший снос наблюдался на шлюзе шахты А и шахты В, отвалы которых в настоящее время служат выгодными объектами для гидравлических и баксовых работ.

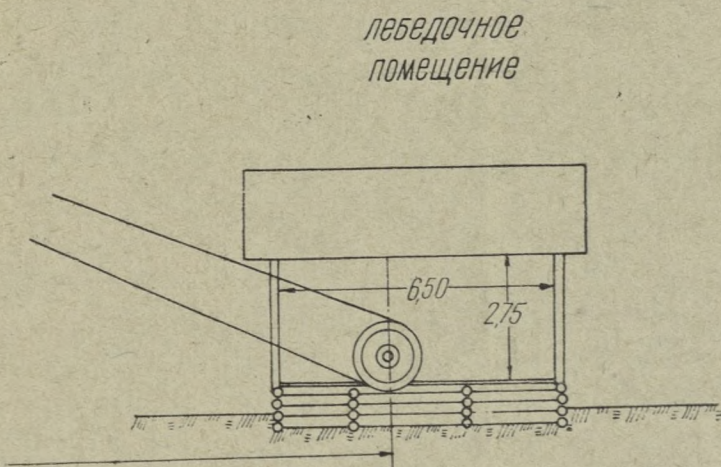
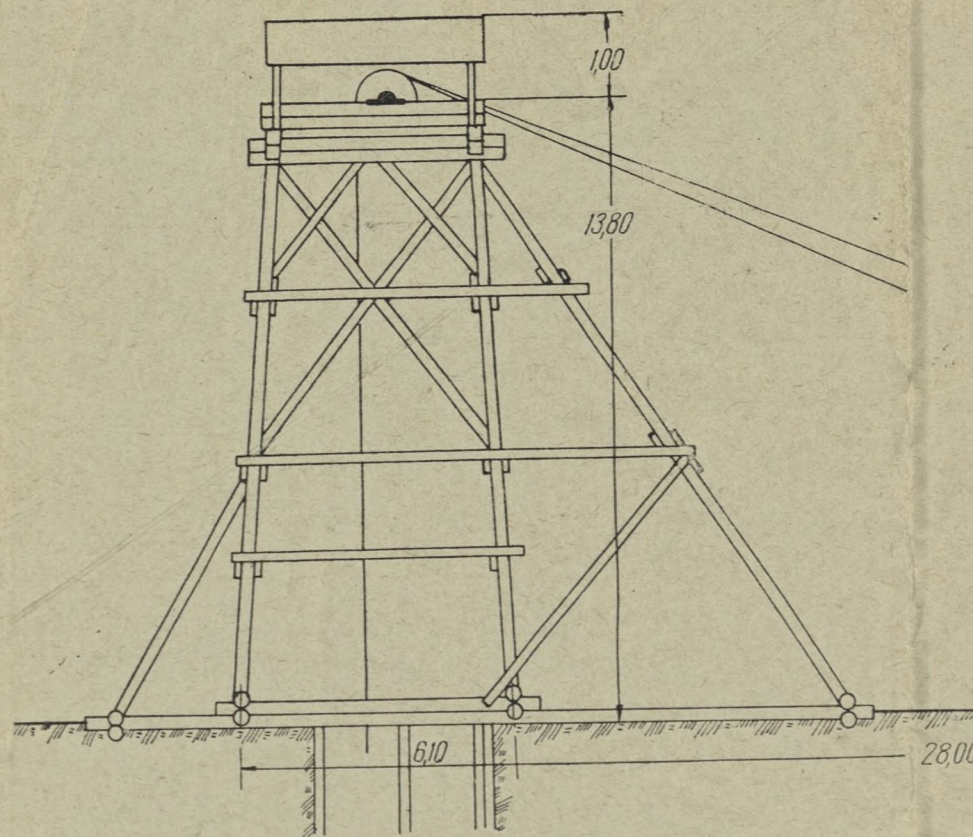


Фиг. 235 Промывка отвалов на желобах. Конструкция желобов (Лена).

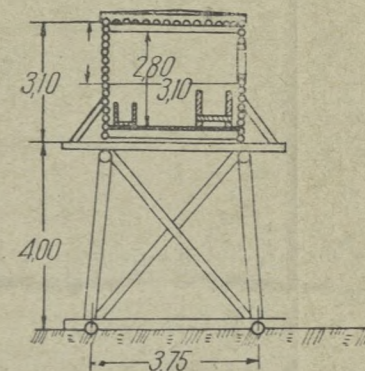
Для массовой промывки зимних отвалов в условиях крутого падения склонов долины, когда шахты или штольни расположены на довольно крутых склонах долин с падением их в сторону тальвега долины от 0,15 до 0,30 и когда по условиям питания промывки водой зимняя промывка невозможна, весьма удобным представляется специальное устройство промывального прибора, допускающее дешевую организацию промывки добытых зимой песков с появлением летней воды.

В этом случае на выбранной для зимнего отвала площади, допускающей рациональную доставку песков из шахт и одновременно удобной для расположения шлюзов, укладываются на деревянных лежнях желоба с уклоном в головной части 0,20—0,25, средней 0,11—0,12 и хвостовой 0,09—0,10 при общей длине колод около 100 м (фиг. 235). Головка колод соединяется с распределительным ларем водопитательной канавы и закрывается ставнем. Ширина колод 0,40—0,55 м, высота борта 0,40—0,60 м. Звенья колоды (длиной 4,0 м) стягиваются между собой болтами и обшиваются внутри миллиметровым листовым железом. Шлюзы располагаются на расстоянии 3,0 м друг от друга и перекрываются сверху поперечными досками или горбылями шириной 0,20—0,25 м, прикрепленными к бортам шлюза гвоздями и продольными планками из тонкого леса или горбылей.

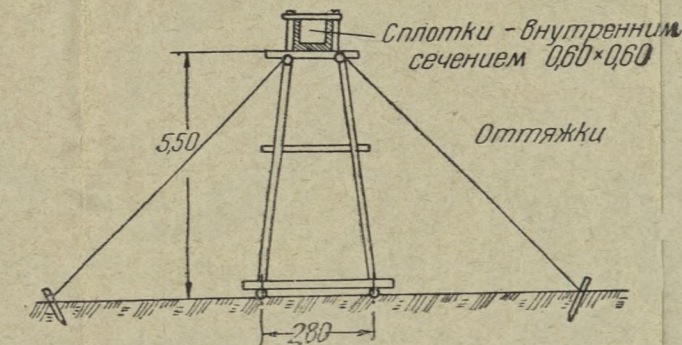




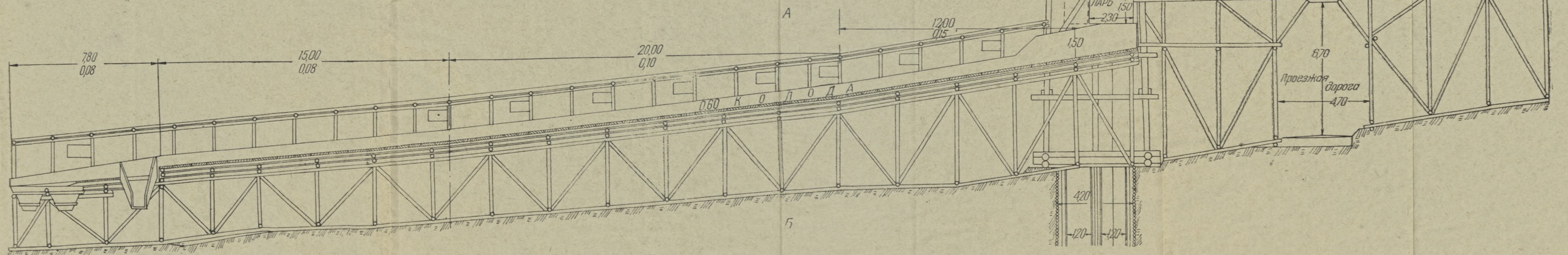
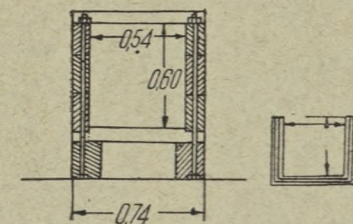
РАЗРЕЗ по А-Б



РАЗРЕЗ по В-Г



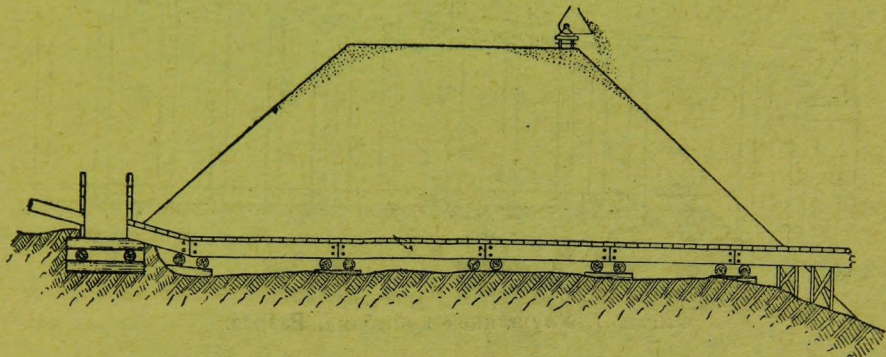
КОЛОДА





Таким способом закрываются две трети длины колод, одна треть оставляется открытой для настила трафаретов. Эта часть колоды и является в первое время промывки его улавливающим зневом, тогда как остальные две трети служат для целей транспортировки материала.

На закрытую часть колод в течение зимы сваливаются пески, образуя песковой отвал (фиг. 236). С наступлением лета и оттаиванием отвала поочередно или по несколько сразу (в зависимости от количества воды) открываются ставни колод и по ним пускается вода. У конца отвала, над пущенным в работу шлюзом, становятся один-два рабочих с кайлами и лопатами, которые постепенно спускают отвал в колоду. По мере промывки отвала



Фиг. 236. Отвал на желобах (схема).

улавливающая часть шлюза удлиняется настилкой трафаретов. Колоды в процессе промывки обслуживаются пробойщиками по два-три и до четырех человек на колоду. Продукты промывки сносятся непосредственно в долину вразнос, и никаких специальных средств транспорта не требуется.

После того как отвал спущен в желоб и осажен до уровня колод, оставшиеся пески загружаются в колоду ручным способом. Это количество песков составляет обычно около 10% всего объема отвала.

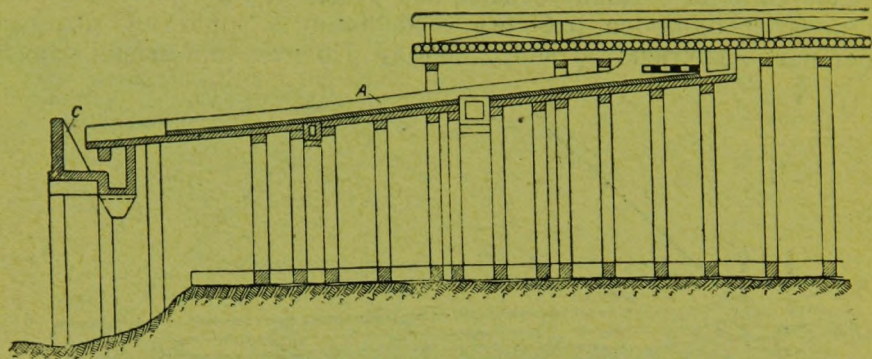
Расход рабочей силы и стоимость промывки песков по этому способу очень близки к соответствующим показателям механизированных приборов.

Севершено естественно, что промывка на этой разновидности шлюза мало удовлетворяет требованиям правильной постановки улавливания золота. Поэтому применение этого способа без риска получить чрезвычайно большой снос металла возможно только для очень промывистого, более или менее однородного по крупности материала при сравнительно однородном по крупности золоте. Во всех остальных случаях такая промывка дает исключительно высокую потерю металла.

Американский шлюз, улучшенный подшлюзками и имеющий различные уклоны колод и снабженный водобоями для предварительного разрыхления подаваемой в колоду породы, носит



в практике название кулибины. Существует большое разнообразие конструкций кулибин. Оригинальным в этом отношении является тип кулибины (фиг. 237), одно время широко распространенный на Урале (Богословский тип). Эта кулибина состоит из главного шлюза А, на который попадают пески, пройдя через колосниковый грохот (расстояние между колосниками — 177 мм), находящийся над головкой колоды шлюза. Оставшийся на грохоте крупный материал удаляется через галечный люк, расположенный рядом с грохотом. Верхняя часть колоды за-



Фиг. 237. Улучшенная кулибина. Разрез.

стлана решетками из 12-мм полосового железа. Через каждые 6 м в плоскости шлюза расположены железные решетки (в), через которые часть воды и эфеля уходит в боковые шлюзы.

В самом конце шлюза устроена наклонная решетка (С), располагаемая примерно под углом  $45^\circ$  к поверхности шлюза. Шлам проходит через нее в шлюз № 3, а галька задерживается и попадает в галечный люк.

Производительность такой кулибины доходит до  $400 \text{ м}^3$  в 8-часовую смену. Неудобство промывального прибора этого типа заключается в трудности приспособления его для теплой зимней промывки вследствие громоздкости отдельных конструкций.

Основными условиями, которые должны быть соблюдены для обеспечения хорошей работы американского шлюза и которыми сплсшь и рядом в практике пренебрегают, являются следующие:

1. Необходимо, чтобы шлюз правильно питался материалом и водой. Особенно необходимо соблюдать водный режим. В практике наблюдаются случаи, когда количество воды, поступающей на шлюз, едва доходит до 5—6 объемов по отношению к объему промываемого материала. Это вызывает необходимость иметь большое количество рабочих на протирке и отрицательно влияет на чистоту промывки, иногда в несколько раз увеличивая снос. Ввиду того, что на шлюзах никаких протирочных механизмов не устанавливается, протирка рыхлых песков должна совершаться самой водой, и количество ее должно быть в десять раз больше объема промываемых песков.

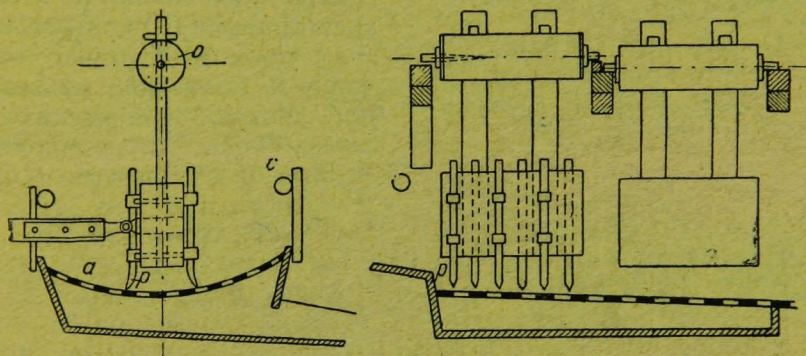


Правильное питание шлюзов материалом лучше всего можно достигнуть применением элеваторов для под'ема песков к головке промывального прибора.

2. Необходимо, чтобы длины колод шлюза были в полной мере увязаны с характером промываемых песков и чтобы они были достаточными для полноценной протирки и улавливания материала. Для наиболее промывистых песков минимальной длиной шлюза будет 30 м, для трудно промывистых его длина достигает 80 м.

3. Необходимо иметь правильный уклон колод, который должен обеспечивать как нормальную протирку материала, так и его сортировку и улавливание. Недостаточный уклон неизбежно влечет за собой излишний расход рабочей силы на протирку, понижает производительность прибора, сильно ускоряет проход материала по колоде и ведет к сносу мелкого золота. Поэтому конструкция шлюза должна допускать изменение уклона колод.

Боронки и чаши — промывальные приборы с небольшой



Фиг. 238. Боронка.

производительностью, сконструированные для промывки очень тяжелых, сильно глинистых мясниковатых песков, трудно поддающихся разрыхлению и протирке на шлюзах обычным способом. Боронки и чаши, таким образом, являются шлюзами с механическим устройством для протирки материала.

Боронка представляет собой грохот (фиг. 238) в виде цилиндрического желоба (а) с незначительным продольным уклоном. Протирка материала осуществляется железными пестами (р) на деревянном кузове, подвешенном на планках к продольной деревянной оси (о), совпадающей с геометрической осью грохота, около которой песты получают качательное движение от приводного механизма. Благодаря продольному уклону грохота во время перемешивания происходит перемещение гальки вдоль желоба.

На одном желобе-грохоте помещается одна, две и до трех пар боронок. Вода, служащая для промывки, попадает по двум продольным трубам (брызгалам) (С) с боков желоба. Головная часть желоба делается иногда сплошной, и только средняя и

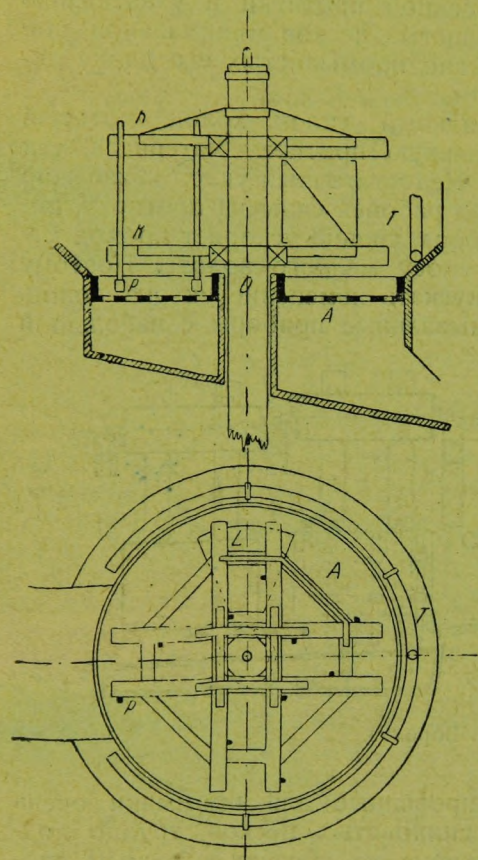


нижняя изготавливаются из бутарного железа для пропуска муты на шлюзы. Радиус качания боронки — 1 м, длина хода — 0,5 м, угол качания  $60^\circ$ , расход мощности на 1 пару — около 2 л. с. Производительность одной боронки зависит от уклона грохота

и числа качаний в минуту; обыкновенно она доходит до 70—80 м<sup>3</sup> в сутки. Продольный уклон желоба  $8^\circ$ .

Чаша Камарницкого представляет собой грохот (фиг. 239), который имеет вид плоского диска (А), снабженного закраинами (чаша). Протирка совершается железными пестами (Р) вращающимися около вертикальной оси (О) на разных расстояниях. Песты прикрепляются к двум крестовинам (К) центрального вала, проходящего через дно чаши и получающего вращение системой конических зубчатых колес от приводного вала. Вода подается в чашу из деревянной или железной трубы (Т), снабженной брызгалками. Загрузка материала происходит периодически из вагонеток, элеватора и т. п. Муть через решетку поступает на шлюзы. Галька выпускается периодически, по мере ее накопления в чаше.

Для выпуска гальки один сектор дна чаши устраивается в виде западни (L), открывающейся на шарнире вниз при помощи рычага. При значи-



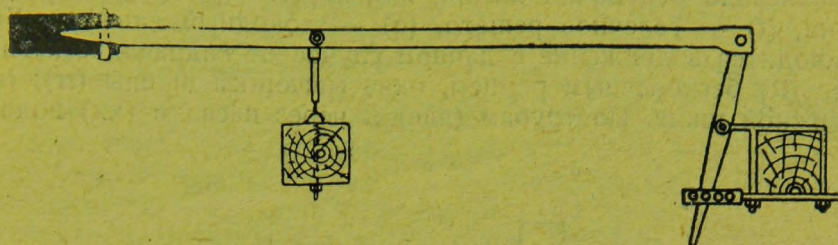
Фиг. 239. Чаша Камарницкого.

тельном количестве гальки загрузка породы в чашу производится периодически, при незначительном количестве — может происходить непрерывно. Чаши применяются, главным образом, при обработке мясниковатых песков. Периодический выпуск гальки и произвольно продолжительная протирка являются отличительной чертой этого прибора.

Песты представляют собой массивные башмаки, заклиненные на длинных железных стержнях (фиг. 240), или же вместе с стержнями составляют одно целое со стальной нижней частью. Диаметр чаши 3 м. Число оборотов в минуту 20—24. Производительность в сутки 70—80 м<sup>3</sup>.



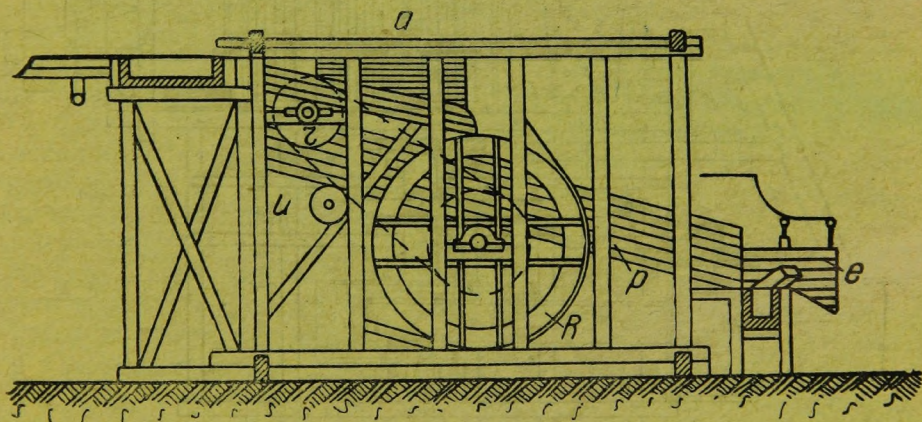
Чаша Камарницкого, как и боронки, является промывальным прибором, не встречающимся или почти не встречающимся в настоящее время. В прежнее время этот прибор пользовался большим распространением на приисках Урала и Сибири.



Фиг. 240. Пест.

### Золотопромывальные бочечные фабрики

В этих фабриках механизация протирки материала и его сортировка по крупности осуществлены наиболее полно. Конструкции бочечных фабрик довольно разнообразны. Они различаются по характеру барабана (бочки цилиндрические наклонные, бочки конические), по характеру сортирующей поверхности (бочки бутарные, бочки зелинчатые), по характеру вращения (бочки осевые, бочки роликовые).

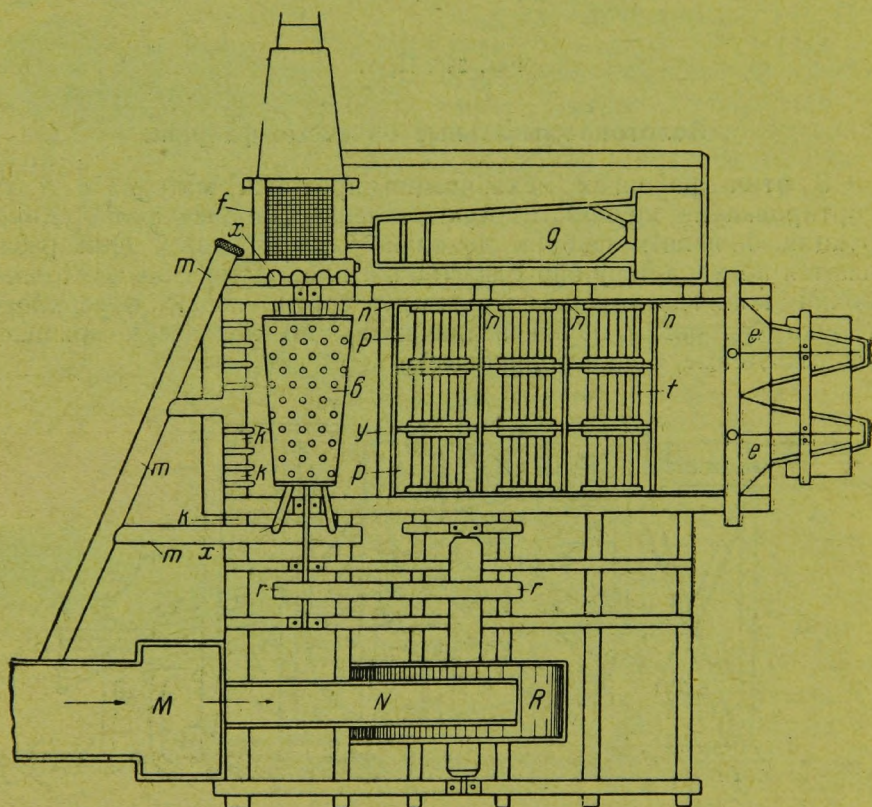


Фиг. 241. Схема бочечной фабрики (разрез).

Схематически конструкция такого рода фабрики представлена на фиг. 241, 242. Буквой (а) обозначен свалочный люк, (б) — бочка длиной 3,6 м, диаметр узкого конца бочки 1,1 м, диаметр широкого конца 1,4 м, толщина листов от 6 до 9 мм, в зависимости от крупности гальки. Расстояние между отверстиями 60—63 мм. Отверстия располагаются рядами в шахматном порядке; расстояние между их рядами 50 мм. Общая площадь отверстий от  $\frac{1}{12}$  до  $\frac{1}{16}$  всей поверхности бочки. Внутри бочки находится особый набор, который состоит из железных полос и



зазубренных железных планок, укрепленных на ребро внутри бочки. Под бочкой расположен шлюз или плоскоть (р) длиной 9,5—10 м, шириной 3,20—3,30 м; уклон шлюза от 10 до 14°; (t) — трафареты, (п) — плитусы. В голове плоскости делают иногда параллельно оси бочки желоб, или корыто (у), (ее) — эфельные люки, (f) — галечное решето, (q) — доводный вашгерд. Бочка приводится в движение в данном случае от гидравлического колеса (R) бесконечным ремнем, охватывающим шкивы (rr); (u) — натяжной шкив. По трубам (mm) и через насадки (xx) вода пу-



Фиг. 242. План бочечной фабрики.

скается в бочку, а через краны (кк) — на плоскость. При вращении бочки пески, перекатываясь по внутренней поверхности ее, протираются. Галька выходит через широкий конец бочки на галечное решето (f), а шлам идет через отверстия бочки на плоскость.

Раз или два в смену (или в сутки) делают смывку сокращенных песков. При этом сокращение серых шлихов и извлечение золота на доводном вашгерде производится обычным порядком. В большинстве же случаев серые шлихи собираются в енды,



или деревянные ящики, и переносятся на американку, где они сокращаются до объема, возможного для промывки на доводном вашгерде.

Однобочечная машина, описанная выше, промывает в смену от 200 до 300 м<sup>3</sup> песков; при этом на ней занято рабочих: завальщиков — 2, на эфельных люках — 2, у галечного решета — 4, при отвозе эфелей и гальки — 14 (и 14 лошадей), отвальщиков — 1, машинистов — 1, промывальщиков — 1; всего 25 человек и 14 лошадей. Сюда же нужно отнести кузнеца, молотобойца и плотника, задолжаемых для ремонта.

Количество воды, потребное для промывки определенного объема песков на данном приборе, зависит от количества и характера песков: чем они более мясниковаты, тем больше требуется воды. При средней вязкости обычно промываемых в бочках песков необходимо 0,0057 м<sup>3</sup>/сек, или 57 л воды на каждые 0,093 м<sup>3</sup> поверхности бочки, что составляет в среднем 15 объемов воды на 1 объем промываемых песков. Бочка, приготовленная из хорошего железа, выдерживает один или два сезона, смотря по количеству гальки в песках.

Размеры бочек весьма различны и колебались в довольно широких пределах. Длина бочек—2,8; 2,97; 3,0; 3,5; 4,2 м. Соответственно этим данным диаметры меньшего и большего оснований будут: 0,875 и 1,05; 1,05 и 1,225; 1,225 и 1,40; 1,225 и 1,48 м со средним уклоном образующей конуса в 3°.

В гребнее время бочки устраивались исключительно коническими, закрепленными на сплошной горизонтальной оси (фиг. 243). Орошение промываемого материала было, главным образом, внешним и, кроме того, производилось еще с помощью струй воды, поступающих от брызгал через входное и выходное отверстия бочки. Наружное орошение при малом живом сечении бочки вообще не достигало цели, внутреннего же обыкновенно не хватало до средних частей бочки.

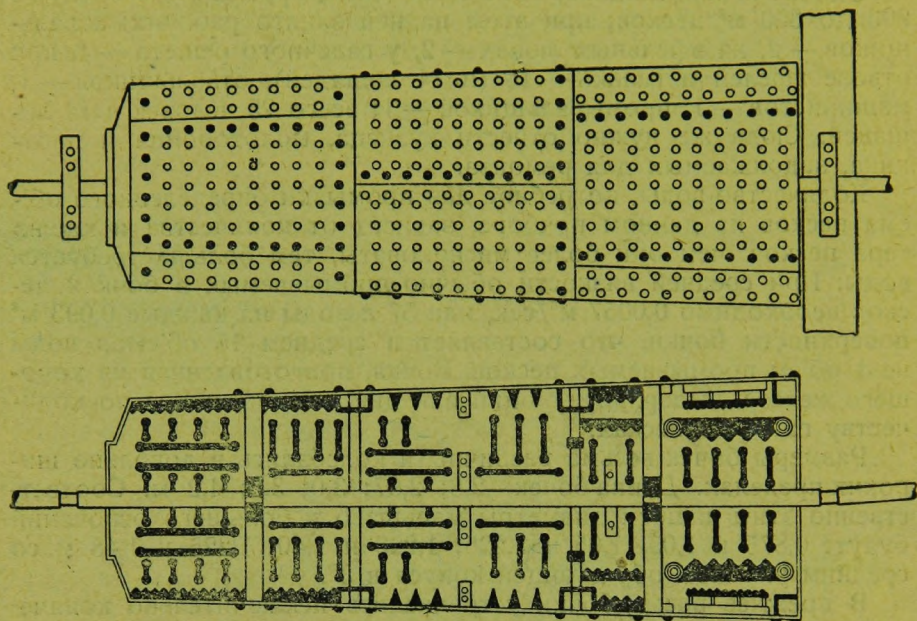
В настоящее время бочки проектируются не только с наружным, но и внутренним орошением, для чего внутри безосной бочки вдоль всей ее длины по верхней части проводится водопроводная труба, снабженная по всей своей длине отверстиями, через которые вода под значительным давлением бьет в промываемую породу, размывает и дезинтегрирует ее. Такие бочки устраиваются на роликах, при помощи которых осуществляется вращение бочки.

Внутреннее орошение иногда устраивалось и на осевых бочках при помощи пустотелой оси, служащей одновременно и водопроводной трубой. Устройство это очень сложно, требует конструкции сальников и, помимо того, вызывает излишний и бесполезный расход воды на орошение тех частей бочки, на которых не находятся промываемые пески.

Современные бочки делаются обычно цилиндрическими, прямыми или ступенчатыми, и состоят из специального каркаса, к которому приклепываются отдельные листы. Благодаря этому возможна быстрая и легкая замена износившихся листов новыми.

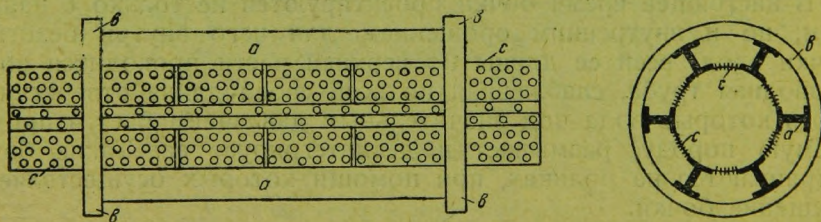


Каркас этот, как видно из фиг. 244, состоит обыкновенно из шести продольных полос сдвоенного углового железа (а), прикрепленных к концевым, неперфорированным кольцам (в) бочки; к этим продольным основным полосам бочки и прикрепляются



Фиг. 243. Коническая бочка.

листы (с). В ступенчатых бочках заплечики, или ступеньки, образуются путем последовательного сокращения диаметра бочки от верхнего ее конца к нижнему, причем основные продольные полосы соответственно изгибаются. Этим устройством заплечиков



Фиг. 244. Цилиндрическая бочка.

достигается большая дезинтеграция промываемого материала и освобождение частиц золота от облегающих его частиц породы.

Заплечики снабжаются особыми кольцами из марганцевой стали, защищающими их от быстрого изнашивания ударами гальки или валунов. Листы котельного железа обычно толщиной в 13 мм перфорируются по длине бочки таким образом, что отверстия с наименьшими диаметрами находятся у ее верхнего конца, посте-



ленно увеличиваясь к нижнему. Отверстия во избежание засорения имеют коническую форму, причем меньший диаметр каждого такого отверстия обращен внутрь бочки, а большой — наружу. Это устраняет заклинивание гальки, перекачиваемой в процессе промывки песков по внутренней поверхности бочки. Диаметр отверстий изменяется от 7 мм в верхнем конце до 14 мм в нижнем в зависимости от свойств промываемого материала и характера (крупности) золота. В некоторых случаях отверстия эти доходят до гораздо больших размеров.

Для того, чтобы придать бочкам свойство легче справляться с глинистым материалом, трудно поддающимся дезинтеграции даже при сильном размывающем напоре воды из оросительных труб, внутри бочки устраивается соответствующий набор стальных пластин. В дражных бочках в США этот набор состоит из стальных пластин размером  $0,015 \times 0,0375$  м, которые прикреплены рядами вдоль по внутренней поверхности бочки, не параллельно ее воображаемой оси, а так, чтобы направление рядов составляло с направлением этой воображаемой оси винтовую линию скольжения промываемого материала с углом, менее прямого. Подбором соответственного угла регулируется время нахождения промываемого материала в бочке для необходимой дезинтеграции. Ширина полос и размеры промежутков между ними проектируются с таким расчетом, чтобы путем их смены через определенное время вся бочка истиралась равномерно, что в свою очередь обуславливает правильность ремонтов. На фиг. 245 и 246 приведен общий вид ленских бочечных фабрик.

Из зелинчатых бочек, у которых вместо бутарных листов поверхность бочки набрана из стальных полос (зелинок), укрепленных в каркасе, наибольшим распространением пользовалась бочка, предложенная инженером Перре. Этого рода бочки применялись на Ленских приисках для промывки элювиального, острообломочного и пластинчатого материала россыпей, обычно плохо отсортировывавшегося на бутарных бочках. Однако, вследствие своего узко специального назначения, широкого распространения в практике бочки системы Перре не получили.

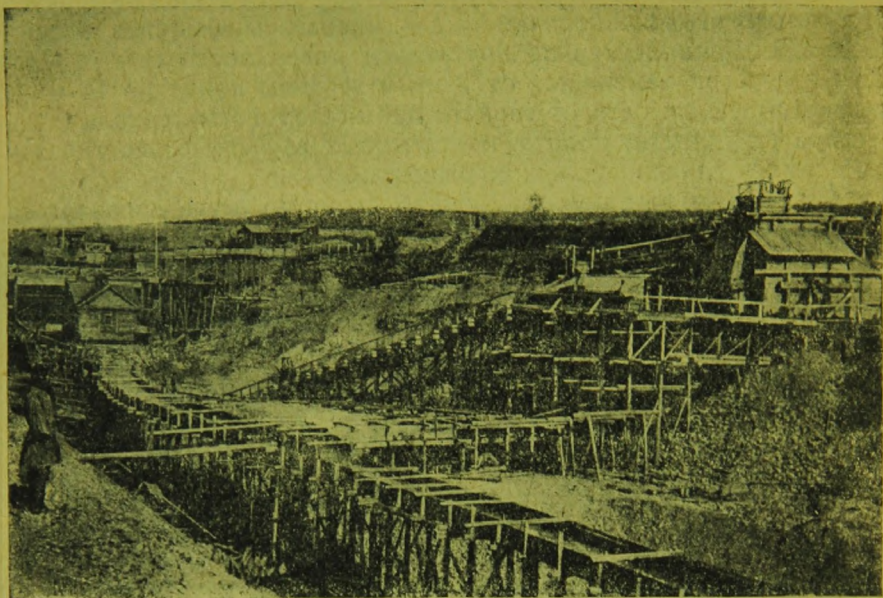
### **Бочечная фабрика конструкции инж. Тихомирова**

Промывальный прибор типа бочечной фабрики, предложенный инж. Тихомировым, рассматривается нами особо как прибор, в котором элементы сортировки материала разрешены максимально полно, чтобы создать условия осаждения и сокращения материала, близкие к определяемым основной формулой Риттингера. Схема обработки материала на приборе инж. Тихомирова приведена на фиг. 247.

Главной составной частью промывального прибора инж. Тихомирова является бочка (фиг. 248), состоящая из каркаса, представляющего собой 6 полос однотоутового железа (а) шириной 50 мм, высотой 25 мм и толщиной около 8 мм. Эти полосы приклепаны к концевым неперфорированным кольцам (в), распо-



лагаемым концентрически относительно оси в расстоянии 200 мм друг от друга, по три с каждого конца бочки. Кольца прикле-



Фиг. 245. Общий вид бочечной фабрики прииска Нижний (Лена).

пываются в этом положении к четырем кускам двутаврового железа (h). К этим же продольным основным полосам двутавро-

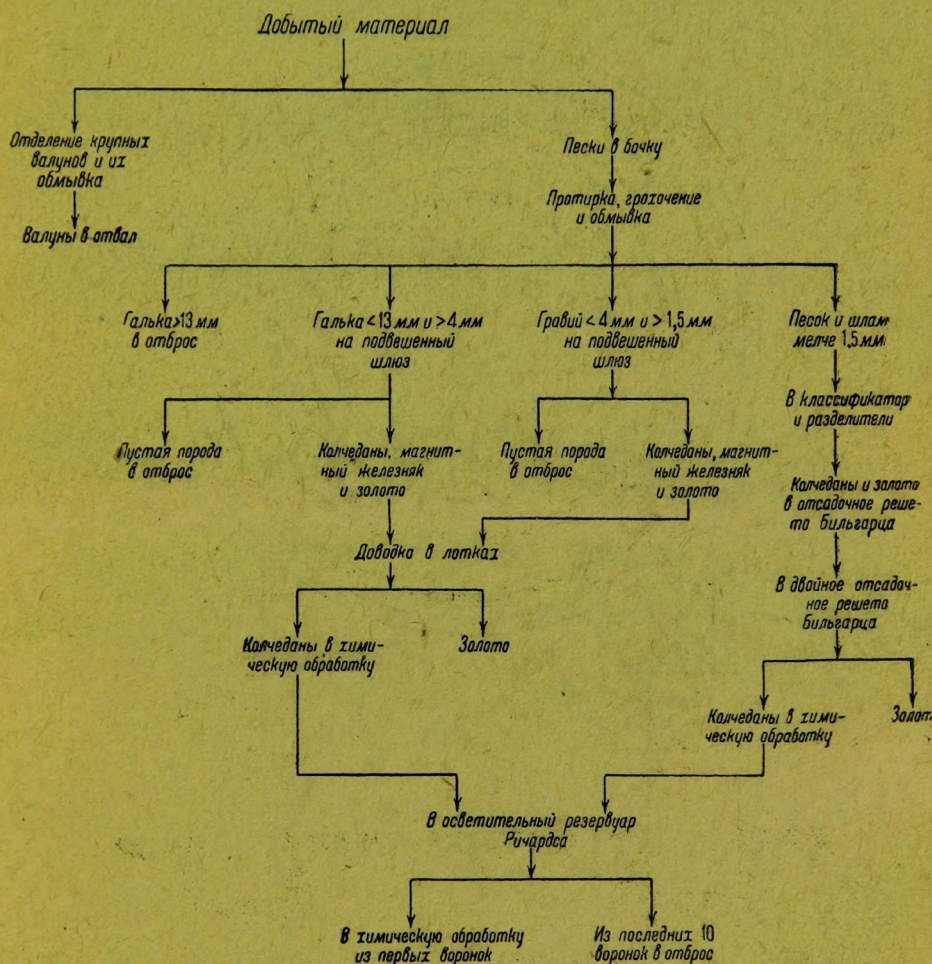


Фиг. 246. То же, прииск Александровский (Лена).

вого железа (h) приклепываются сетки бочки, образуя, таким образом, цилиндрический концентрический грохот, состоящий из



трех сеток. Первый внутренний грохот строится из бутарных или перфораторных листов железа или стали толщиной в 9,4 мм, с отверстиями в 13 мм; второй — из стальных сеток с отверстиями в 4 мм и, наконец, третий из стальных сеток с отверстиями в 1,5 мм. На выходном, или нижнем, конце бочки полосы двутав-



Фиг. 247. Схема обработки материала на приборе инж. Тихомирова.

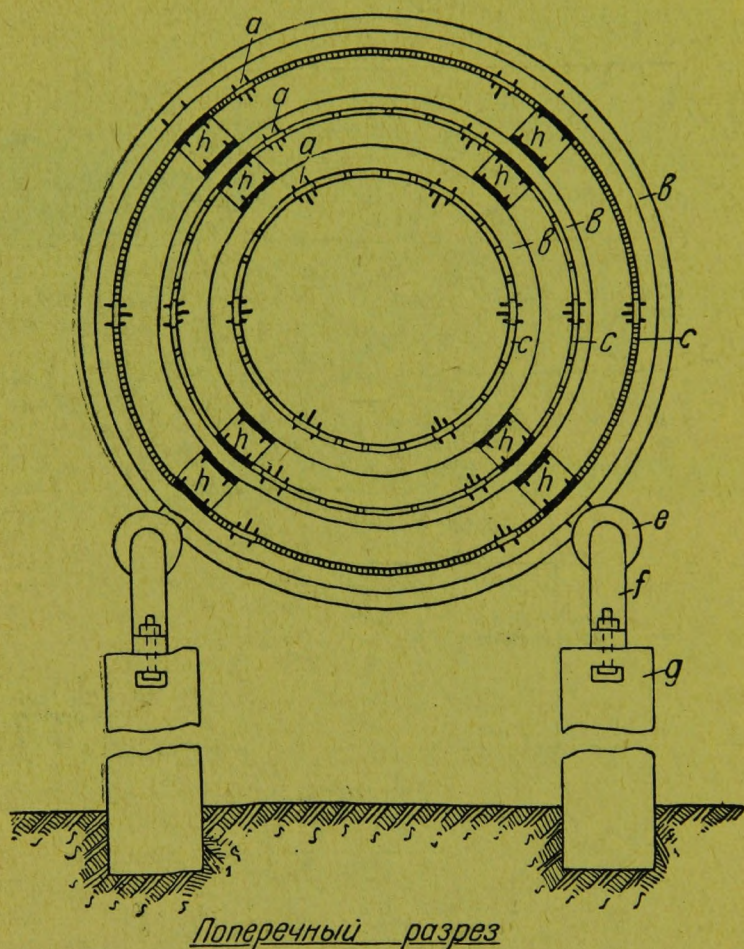
рового железа (h) выходят за пределы колец (в), образуя уступы. К полосам приклепываются железные неперфорированные листы толщиной в 9 мм; они служат продолжением сеток (с) и позволяют прогрохоченному материалу проходить в зависимости от своей крупности отдельные промывальные плоскости. Бочка устанавливается на роликах с наклоном к горизонту в 3°.

Орошение бочки производится по трубе с тремя рядами отверстий диаметром 50 мм и с двумя встречными струями в 50 мм, бьющими под напором навстречу промываемому материалу. Та-



ким устройством орошения достигается совершенная отмывка глинистых частиц от гальки и песка.

Для протирки материала по внутренней поверхности бочки устанавливается описанный выше набор, употребляемый в обыкновенных бочках. Вся вода на орошение бочки проходит целиком во все ее отделения и выходит из аппарата с самым мелким



Фиг. 248. Бочка системы инж. Тихомирова.

материалом, что также способствует совершенной промывке песков.

Из каждого отделения бочки, таким образом, выходит хорошо промытый и классифицированный, согласно теории Риттингера, материал трех сортов крупности, а именно галька  $< 13$  мм и  $> 4$  мм, гравий  $< 4$  мм и  $> 1,5$  мм и тонкий материал  $< 1,5$  мм. Первые два сорта легко могут быть пущены в разделение на самых простых шлюзах без риска потери золота, если



эти шлюзы будут надлежащим образом устроены и на них будет пущено определенное количество воды. Для нормальной работы шлюзов нужно прежде всего определить их размеры согласно производительности и сконструировать их так, чтобы в каждый данный момент их уклон как в поперечном, так и в продольном направлении мог быстро и легко изменяться, что может быть сделано после установления количества различных сортов материала, получаемого из бочки.

Инж. Тихомиров рекомендует до проектирования промывального прибора произвести исследование материала, который будет подвергаться промывке, пропуская его через сита с отверстиями 13,0; 4,0 и 1,5 мм. Средний состав песков по крупности материала, послуживший инж. Тихомирову для конструирования данного выше прибора, был таков:

до 13,0 мм . . . . .	50% (валуны и галька),
от 13,0 до 4,0 мм . . . . .	14%,
от 4,0 до 1,5 мм . . . . .	13%,
от 1,5 до 0,25 . . . . .	15%,
от 0,25 . . . . .	8% (шлам).

Эти цифры, конечно, изменяются для различных россыпей, но, по наблюдениям инж. Тихомирова, их колебания незначительны; все же до проектирования прибора, в каждом отдельном случае, необходимо предварительно изучить материал.

Таким образом около 50% всего добываемого в россыпях материала промывке не подлежит, так как только в редких случаях в материале этой крупности попадают крупные самородки.

Из всех пяти упомянутых выше сортов только два могут с успехом промываться на шлюзах: галька  $< 13$  и  $> 4$  мм (в количестве 14%) и гравий  $< 4$  и  $> 1,5$  мм (в количестве 15%), на которые и ведется расчет.

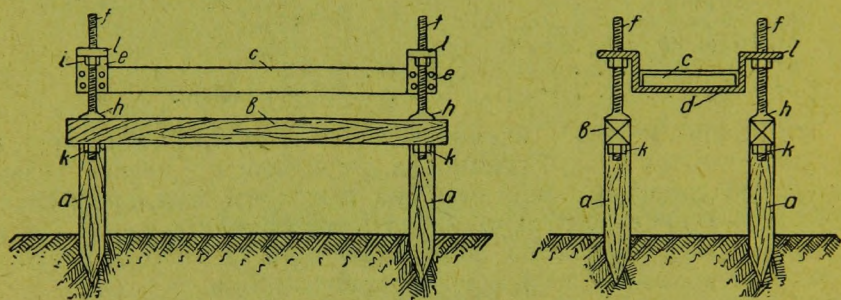
В современной технике золотого дела установился такой взгляд, что шлюз должен быть построен в виде широкой наклонной плоскости, покрытой приспособлениями, способствующими задерживанию тяжелых веществ, оседающих благодаря своему большому удельному весу на этой плоскости. Муть, содержащая в своем составе тяжелые вещества, должна протекать по шлюзам очень тонким слоем для того, чтобы все твердые частицы мути могли соприкасаться с поверхностью задерживающих приспособлений, но не находились бы во взвешенном состоянии, так как это повлечет за собой неизбежный снос материала. Мощность или толщина этого слоя не должна, во всяком случае, превосходить диаметра самой крупной частицы материала. Угол же наклона шлюзов должен быть строго отрегулирован в соответствии с характером и свойствами промываемого материала. Это необходимо для того, чтобы не развивать слишком большой скорости течения и не допускать в то же время занесения или заиливания шлюзов. При большой скорости течения появляется риск большого сноса золота. При заиливании же шлюзов пустой породой, когда все улавливающие приспособления ею завалены и пере-



стают действовать, снос золота представляется еще более неизбежным.

В связи с этим, по мнению инж. Тихомирова, лучше иметь небольшой избыток воды на шлюзах, чем испытывать недостаток в воде и наблюдать на шлюзах песчаные отмели при недостаточном уклоне.

Шлюзы прибора инж. Тихомирова изготавливаются из дерева, чаще из котельного железа толщиной 6 мм. Такие шлюзы очень удобны и прочны, так как они не коробятся, как деревянные, и служат весьма продолжительное время. Для регулирования уклона они делаются подвесными, как показано на фиг. 249. На дно этих шлюзов укладывается грубое сукно из коровьей шерсти, гладкой своей стороной на шлюз, а мохнатой — вверх, ворсинками против течения муты. На это сукно укладывается сетка-плетенка (с отверстиями в 13 мм), которая может во время с'емки



Фиг. 249. Схема устройства подвесных шлюзов.

золота свертываться так же, как и сукно. Никаких трафаретов и плитусов более не требуется, так как подобного рода улавливающий аппарат работает для материала такой крупности очень хорошо и на нем непосредственно можно получить черный шлик, пуская после окончания протирки песков в бочке чистую воду в продолжение 30 минут.

При этих шлюзах серых шлихов совсем не получается, благодаря чему устраняется их сокращение на американке, где обыкновенно происходит снос золота, а также промывка на доводном вашгерде. Если такой материал и получается, то в очень небольшом количестве, и он легко обрабатывается в лотках. Для материала  $< 4$  и  $> 1,5$  мм устанавливается шлюз подобного же рода, но только ему придаются иные размеры и уклон, и улавливающим аппаратом на нем будет также сукно, а сетка-плетенка берется с отверстиями в 4 мм.

Инж. Тихомиров дает следующий примерный расчет шлюзов для своей бочки производительностью  $25,0 \text{ м}^3/\text{час}$ .

Из  $25 \text{ м}^3$  песков на долю материала  $< 13 \text{ мм}$  и  $> 4 \text{ мм}$  придется  $3,43 \text{ м}^3$  (14%, см. выше), или в секунду —  $0,095 \text{ м}^3$ .

Ввиду того, что на эти шлюзы выходит материал, уже хорошо отмытый и рассортированный, нет необходимости пускать на шлюзы очень большое количество воды. Для разделения ма-



териала по удельному весу можно вполне ограничиться пятикратным по ее объему количеством, что составит 4,72 л/сек. Всеи мути будет, таким образом, около 6 л/сек. Так как промываемый материал принадлежит к разряду гальки, размеры которой не превышают 13 мм, то для того, чтобы она могла свободно перемещаться по шлюзу, нужно воде, текущей по нему, придать скорость 0,6 м/сек, а чтобы материал не был во взвешенном состоянии, толщина слоя текущей воды не должна быть больше 13 мм.

Имея эти данные, нетрудно вычислить ширину шлюза, которая определяется по формуле

$$B = \frac{Q}{vh},$$

где:

$B$  — ширина шлюза;

$Q$  — расход мути в секунду,  $m^3$ ;

$v$  — скорость, м/сек и

$h$  — толщина слоя текущей воды.

Производя соответствующую подстановку, получим:

$$B = \frac{0,006}{0,6 \cdot 0,013} = 0,77 \text{ м.}$$

Чтобы получить надлежащую скорость при полученной ширине шлюза в данном расходе воды, необходимо дать шлюзу надлежащий уклон.

Величина уклона, или падение на единицу длины, определяется по формуле:

$$K = R \cdot p \cdot \frac{v^2}{Qg},$$

где:

$K$  — коэффициент сопротивления, равный  $0,00667744 + \frac{0,00027617}{v}$  фут., для шлюзов ее обычно принимают постоянной, равно  $R = 0,007116$  футов);

$p$  — оmyаемый периметр в м, равный в данном случае 0,774 м;

$v$  — скорость, равная в данном случае 0,6 м/сек;

$Q$  — расход мути, протекающей по шлюзу в секунду,  $m^3$ ;

$g$  — ускорение силы тяжести, равное 9,81 м/сек<sup>2</sup>.

Подставляя эти величины в выражение  $K = R p \frac{v^2}{Qg}$  и переводя 0,007116 фут. в метры, получаем величину уклона колоды в 0,11.

Вычисленная величина уклона шлюза весьма приближенная и может служить основанием только для установления уклона при начале промывки. Для облегчения установки шлюза инж. Тихомиров рекомендует шлюзы подвешивать на болтах, позволяющих быстро и легко изменять уклон.

Промывка каждого сорта отдельно дает возможность делать шлюзы укороченными, не превышающими 2,5 м в длину, так как в приведенной выше схеме обработки шлюзы с успехом приме-



няются только для сравнительно крупных сортов золота — от 1,5 до 13 мм в диаметре.

Расчет шлюза для материала крупностью зерен  $< 4$  и  $> 0,5$  мм производится аналогично изложенному для материала  $< 13$  мм и уклон определяется в 0,15.

На дно этих шлюзов также укладывается грубое из коровьей шерсти сукно. На сукно кладется железная сетка-плетенка с отверстиями в первом случае в 13 мм, во втором — в 4 мм. Плетенки эти вместе с сукном во время с'емки материала со шлюзов снимаются и заворачиваются в трубки.

Материал, прошедший через грохот бочки с отверстиями в 1,5 мм, уже не может промываться на шлюзах. Такой сорт песков поступает, по системе инж. Тихомирова, в промывку в гидравлические классификаторы Калло.

Вышедший из аппарата Калло материал будет содержать золота еще 80% от общего количества, но материал этот уже настолько мелок, что выделить из него золото промывкой трудно; он может быть обогащен лишь настолько, что допустит обработку химическим способом. Такое обогащение производится в осветительном резервуаре Ричардса.

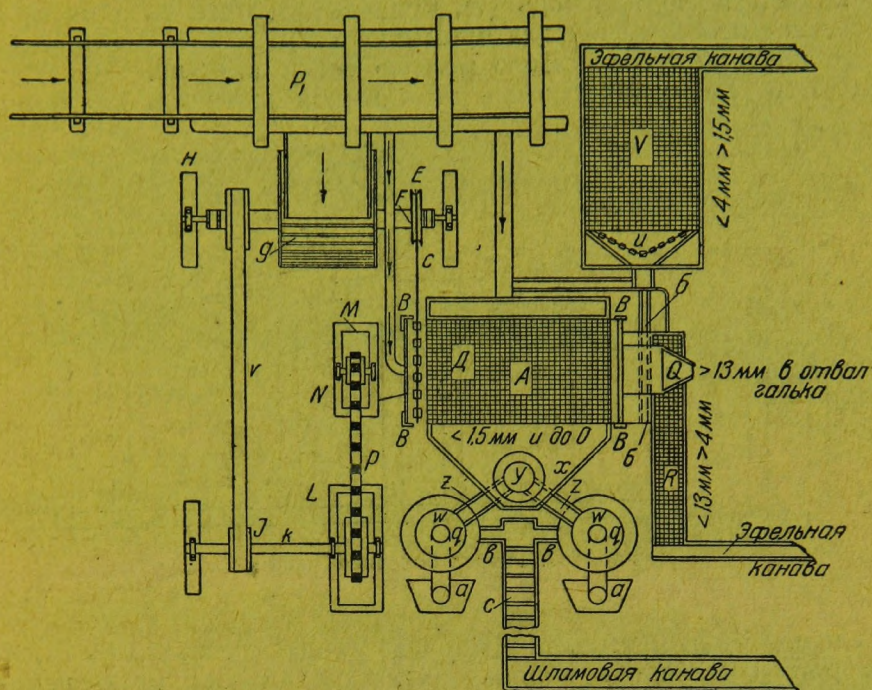
Через каждые 4 часа во время работы происходит очистка осевшего материала из всех воронок, находящихся на дне резервуара, причем из первых двух воронок осевший материал отправляется в химическую лабораторию для испытания его на содержание золота. Если золота окажется в достаточном количестве, то материал этот подвергается цианированию. Химическое испытание этого материала дает в то же время возможность вести учет количества улавливаемого приборами золота.

Наиболее простая комбинация золотопромывательной бочки и приборов, служащих для улавливания золота, дана на фиг. 250, 251, 252 (а), (б) и (с). Здесь (А) — бочка, поставленная с уклоном в  $3^\circ$  к горизонту. Бочка вращается на роликах (В) с помощью стального бесконечного каната (С), шкива (D), насаженного на кольцо бочки, и шкива (Е) на валу (F) гидравлического колеса (q). Бочка приводится во вращательное движение со скоростью 16 оборотов в минуту. На рабочий вал (F) насажен шкив (H), передающий ремнем и шкивом движение валу (к) обыкновенного черпачного элеватора (Z) для под'ема песков в воронку (N) золотопромывальной бочки.

Таким устройством можно достигнуть очень правильного поступления песков в бочку по времени согласно рассчитанной производительности. Вода, необходимая для приведения в движение гидравлических двигателей и для промывки песков, подводится плотками ( $P_1$ ), по возможности, с наивысших горизонтов на ларь, откуда трубами проводится внутрь бочки и на промывные устройства. Протертый и отмытый в бочке материал из пониженного конца концентрического грохота с тремя сетками выходит в виде трех сортов в сплошные цилиндры, служащие продолжением сетчатых грохотов, но различной длины; из них самым длинным является внутренний, а самым коротким — наружный.

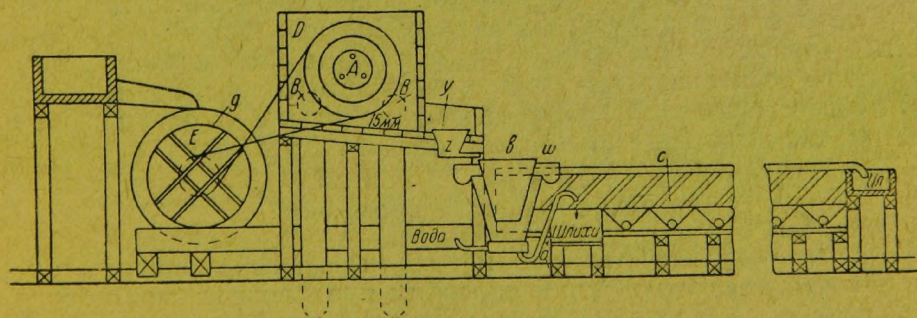


Из внутреннего цилиндра выходит галька  $> 13$  мм и поступает по скату (Q) в отвал, если не содержит крупных самородков, в случае же присутствия их — на грохот из продольных железных



Фиг. 250. Общая схема бочечной машины инж. Тихомирова (план).

полос с промежутками в 36 мм. Провалившийся через грохот материал поступает в рудоразработку, скатившийся же по нему — отвозится в отвал. Из промежутка между внутренним и следую-



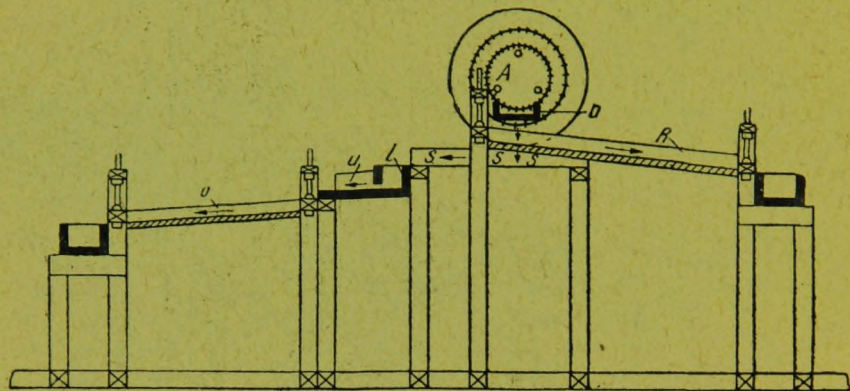
Фиг. 251. Разрез бочечной машины.

щим за ним цилиндром выходит материал крупностью  $< 13$  и  $> 4$  мм на подвешенную плоскость (R), куда из водонапорного чана по трубке с краном поступает необходимая вода в опреде-



ленным по расчету количеству. Из промежутка между второй и третьей сеткой выходит материал крупностью  $< 4$  и  $> 1,5$  мм в желоб (S), шламовый ящик (t) и через разбивное устройство (u) на подвешенную плоскость (v), куда из того же чана по трубе поступает необходимая для промывки вода.

Прошедший через самую мелкую сетку материал  $< 1,5$  мм вместе со всем количеством воды, которая поступила для ороше-



Фиг. 252. Разрез бочечной машины.

ния и протирки материала в бочку, выходит на плоскость (х), по которой и стекает в воронку (у), находящуюся в нижней ее части; отсюда материал по желобам (Z) распределяется во внутренние конусы (w) приборов Калло. Из верхних кромок наружных конусов приборов Калло материал выносятся по желобам в осветительный бассейн Ричардса (с), а из нижней их части трубкой (q) выносятся шлихи и золото, идущие для окончательного разделения шлихов от золота в двухрешетчатый осадочный прибор Бильгарца (а). Из воронок прибора Ричардса (с) каждые четыре часа выпускают осевшие шламы, причем из первых пяти воронок шламы идут для испытания в химическую лабораторию, и если они окажутся с достаточным содержанием золота, то подвергаются химической обработке; шламы из остальных воронок, как не стоящие такой обработки, идут в отвал.

### Выбор способа промывки

Из анализа качества работы промывальных приборов очевидно, что наивыгоднейшим способом промывки является бочечная фабрика. Однако основным недостатком бочечных фабрик, в том числе и фабрики инж. Тихомирова, является их громоздкость и неудобство отопления для круглогодичной работы, вследствие этого они могут применяться лишь для летней промывки.

Поэтому механизированные американские шлюзы (кулибины), допуская круглогодичную работу, оказываются по экономическим результатам промывки близкими к работе бочечных фабрик, а



иногда и превосходят их. Бутары и американки дают очень высокую стоимость промывки, что вытекает из их незначительной производительности и большого расхода рабочей силы на промывке.

Выбор наивыгоднейшего способа промывки в значительной степени зависит от формы организации производства и размера промывки. Для небольших старательских работ наиболее совершенным прибором является ручная или конная бутара, реже небольшой американский шлюз или — для очень непромывистых песков — боронка.

Для крупных работ наилучшими приборами являются бочечная фабрика или улучшенный американский шлюз. При этом в условиях летней промывки песков зимней добычи или песков из разрезов с большой производительностью последних наивыгоднейшей формой промывки будет промывка на бочечной фабрике, особенно на фабрике, сконструированной в соответствии с принципами наилучшего улавливания. Для круглогодичной промывки в условиях сурового климата наилучшим типом прибора следует признать улучшенный механизированный американский шлюз, очень портативный по конструкции и удобный для отопления. Однако при конструировании шлюзов необходимо строго соблюдать требования, обеспечивающие правильность промывки.

### Организация промывки

Из всех весьма разнообразных форм промывки на прииске в основном можно отметить две резко различающихся друг от друга формы:

- 1) промывка на отдельных промывальных приборах, установленных на каждом добывающем объекте;
- 2) промывка на центральных промывальных приборах, обслуживающих несколько добывающих объектов.

Первая форма организации промывки свойственна старательским артелям и слабо механизированным предприятиям, разрабатывающим россыпи мускульным способом, или предприятиям, эксплуатирующим небольшие по абсолютным запасам песков объекты.

Вторая форма организации промывки требует солидных транспортных механизированных средств для доставки песков к промывальному прибору и свойственна крупным предприятиям.

В первой форме организации приходится ориентироваться на небольшие, упрощенные промывальные приборы, несовершенные по качеству переработки материала. Во втором случае не только возможно, но и обязательно устройство наиболее производительных и совершенных типов промывальных приборов. Таковыми типами, как уже отмечалось, являются механизированные американские шлюзы улучшенного типа или бочечные фабрики.

Выбор формы организации промывки в крупном предприятии, ведущем хозяйские работы, зависит от его энерговооруженности



и отсюда от выгоды транспортировки песков от шахт к центральному прибору по сравнению со стоимостью постройки, амортизации и эксплуатации отдельного промывального прибора на каждой шахте. При этом, конечно, надлежит учесть и потери в металле, которые неизбежны в том случае, если отдельные приборы будут иметь более простое устройство, нежели это возможно при сооружении центрального прибора.

В практике разработки глубоких и мощных по своим запасам ленских россыпей, при наличии в распоряжении предприятия дешевой электрической энергии, основное распространение получил метод организаций центральной промывки на крупных шлюзах или бочечных фабриках.

Расположение промывального прибора или приурочивалось к одной из наиболее крупных шахт или же прибор сооружался отдельно в наиболее удобном по рельефу участке долины и связывался с шахтами поверхностными путями механической откатки. Как в первом, так и во втором случае доставка песков на промывку шла по подземным или по поверхностным путям механической откатки, в зависимости от принятой в той или другой шахте системы разработки и поверхностного рельефа.

В практике разработки неглубоких алданских россыпей со сравнительно небольшими абсолютными запасами шахтных полей и промывистыми песками наиболее выгодной оказалась организация промывки на отдельных промывальных полумеханизированных приборах, установленных на каждой шахте.

В смысле сезонности организация промывки может быть летняя или круглогодовая. В первом случае, когда добыча идет из действующих круглый год шахт, пески зимой добываются в отвал, причем отвалы закладываются или около каждой шахты или устраивается один центральный отвал. С началом летнего времени пески добываются из отвалов и отвозятся на центральный промывальный прибор. В этом случае могут быть широко применены такие механические средства отвозки, как электровозы. Во втором случае пески круглый год доставляются на промывку. По опыту работ Лены, сырые и сухие пески без ущерба для чистоты промывки зимой могут выдерживать перевозку в вагонетках по механической железной дороге до 1800 м при скорости движения 4000 м/час. Мокрые пески выдерживают перевозку без ущерба для чистоты промывки только на расстояние до 900 м при той же скорости движения.

В настоящее время круглогодовой способ промывки получил преобладающее распространение. Сезонная промывка для подземной добычи сохраняется только для площадей безводных или маловодных или когда зимняя промывка связана с большой потерей металла в сносе.

\*\*\*

Промывкой песков и получением шлихового золота после доводки шлихов на вашгерде и заканчивается процесс добычи россыпного золота. Однако исследовательские работы последнего времени показали в шлихах, т. е. отходах тяжелых мине-



ралов (магнита, гематита, пирита и др.), получаемых при промывке и доводке песков, наличие редких минералов — оловянного камня, вольфрамит, шеелита, монацита, циркона и др. В отдельных случаях содержание этих минералов в песках настолько велико, что при попутной их добыче является промышленным. Поэтому до начала разработки россыпи и в процессе ее необходимо производить исследование материала на содержание в песках редких минералов. В случае обнаружения их в количествах, допускающих промышленное извлечение при попутной добыче золота, промывальные приборы необходимо проектировать с установкой на возможно полное улавливание шлихов в целях их дальнейшей обработки для получения редких элементов.

Наконец, как показал опыт изучения отходов при промывке песков Ленских приисков, в шлихах и в отходящей с промывального прибора мути содержится золото, частью свободное, во взвешенном состоянии, а частью (в основном) химически связанное с породой (с материалом шлихов и твердыми частицами мути). Поэтому изучение шлихов и мути на содержание в них золота является обязательным при разработке россыпей. В случае промышленного содержания металла в шлихах, должна быть разработана и проведена в жизнь схема технологического процесса их улавливания и обработки.

Надо сказать, что в отдельных случаях на Лене количество такого золота, химически связанного с мутью или находящегося во взвешенном состоянии в промывочных водах, составляло до 20% и более к количеству металла, улавливаемому обычным способом.







## ОГЛАВЛЕНИЕ

---

	<i>Стр.</i>
1. Классификация систем вскрытий и систем разработки россыпей подземным способом . . . . .	3
2. Проходка дренажных выработок . . . . .	4
3. Горный инструмент, применяемый в подземных работах . . . . .	10
4. Отбойка породы . . . . .	15
5. Крепление штольнеобразных выработок . . . . .	39
6. Откатка, доставка, под'ем . . . . .	75
7. Откатка за пределами выемочного участка . . . . .	93
8. Доставка транспортерами . . . . .	130
9. Стоимость откатки . . . . .	149
10. Шахтный под'ем . . . . .	154
11. Водоотлив . . . . .	176
12. Освещение . . . . .	196
13. Обрушение кровли . . . . .	196
14. Оттайка вечной мерзлоты . . . . .	210
15. Углубка шахт . . . . .	230
16. Проходка основных штолен, штреков, квершлагов и наклонных шахт . . . . .	251
17. Опробование . . . . .	260
18. Постоянные величины при проектировании разработки . . . . .	265
19. Системы вскрытия россыпей . . . . .	265
20. Системы разработки россыпей . . . . .	288
21. Промывка песков . . . . .	310







Директивное письмо наркома тов. Кагановича Л. М. «Об организации в шахтах стахановской работы и увеличении количества циклов в угольной промышленности» ставит также и перед золотой промышленностью те же задачи овладения новой культурой производства.

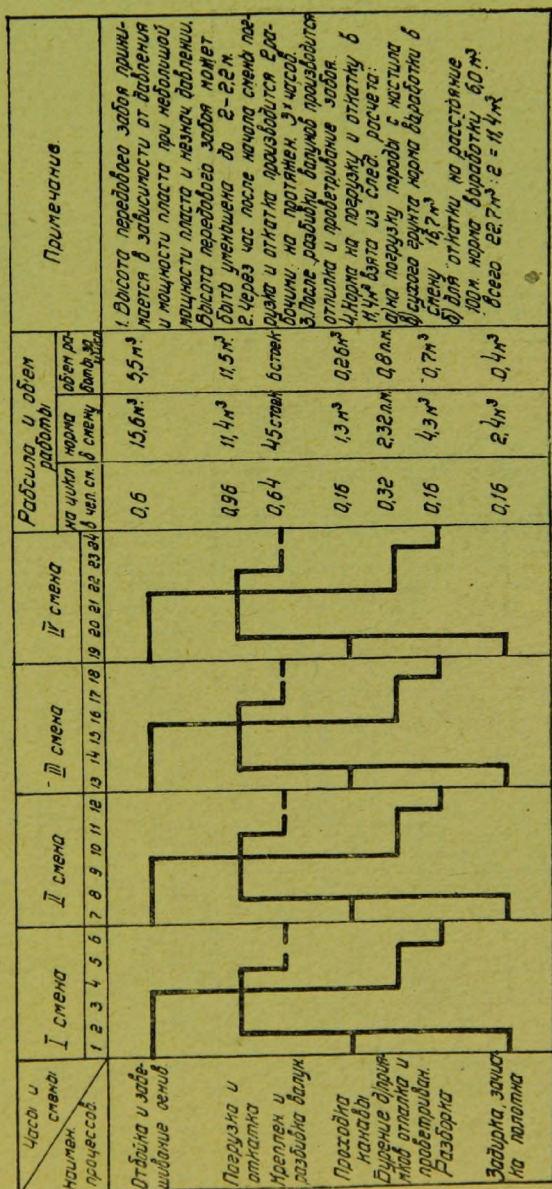


График 1.







фики организации цикличной работы на подготовительных и очистных работах на россыпных месторождениях золота.

Ниже приводятся наиболее характерные из этих графиков.

На фиг. 1 изображен типовой график по проходке передового забоя в талых породах при устойчивой кровле, разработанный применительно к условиям Лензолото.

Сечение забоя 8,7 м<sup>2</sup>, класс грунтов: комбинация 1-го и 3-го. Количество циклов в сутки 4, а в месяц — 120. За цикл забой

Циклы и смены Наимен. процессов	I смена					Пере- смен.	II смена					Пере- смен.	III смена					Пере- смен.	Работа и объем работ		Примечание								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20		21	22	23	24	цикл	норма в чел. см. смены	объем работ за цикл	
Забойка пойма																										2	25 н.м.	45 н.м.	1. По мере забойки пойма обдирается на произвольной отдале от забоя. 2. Рост откатки 70 м на наружную обмену кастра в н.б.м.
																										2	.30	62 м³	
Отпайка мерзлоты паром																													
Потенение забоя																													
Вывоз песка и крепление																										30	70 м³ 12 м³	62 м³ 15 м³	
																										20			

Эскиз забоя и стена располож. пойма.

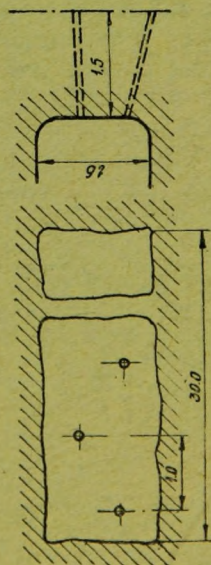


График 3.



продвигается на 0,62 пог. м. Валовая производительность составляет 1,8 м<sup>3</sup>.

На фиг. 2 представлен типовой график на проходку передового забоя в условиях вечной мерзлоты с применением взрывматериалов в валунистых грунтах. Сечение забоя составляет 8,7 м<sup>2</sup>. Класс грунтов: комбинация 2-го и 4-го. Количество циклов в сутки 1,5, в месяц — 45. За цикл забой продвигается на 1,3 пог. м. Расстояние откатки составляет 100 пог. м. Валовая производительность на 1 рабочего 2,6 м<sup>3</sup>. Организуются работы следующим образом: в первую смену производится бурение скважин глубиной 1,5 м. В качестве взрыввещества применяется аммонит. Взрывные работы производятся с прострелом. Проветривание забоя производится вентилятором. Проходка передового забоя идет в три смены. Заряжение и паление шпуров организуется в переменки. Вторая смена производит разборку, откатку и погрузку породы.

На фиг. 3 приводится типовой график на очистных работах при лавном способе работ в условиях вечной мерзлоты. Оттайка вечной мерзлоты производится пойнтами. Длина лавы — 30 пог. м, ее высота 1,6 пог. м. Число пойнтов — 30. Средняя глубина скважины составляет 1,5 пог. м при общей глубине скважин на 1 цикл в 45 пог. м.

В месяц по графику совершается 30 циклов, при подвигании лавы за этот период в 39 пог. м. Производительность на одного валового рабочего составляет 4,0 м<sup>3</sup>.

Цикличные работы в этом году организуются следующим образом. Забивка пойнтов ведется двумя пойнтменами. По установке 5—6 пойнтов производят подбивку пойнтов. Крепление лавы принято в один ряд. При забивке пойнтов необходимо обращать тщательное внимание на трамбовку скважин. После выгрузки песков производится зачистка почвы забоя.

Также разработаны циклограммы на проходку штрека в условиях вечной мерзлоты, на очистные работы (лентами) в талых породах, при работе спаренными забоями.

---







3-50

Издание заказное

M10920

100/4-

05 д

ВНИМАНИЕ  
ВНИМАНИЕ  
ВНИМАНИЕ  
ВНИМАНИЕ

9